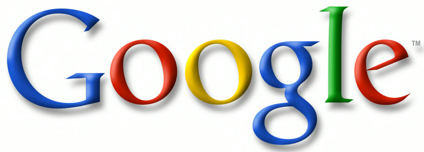
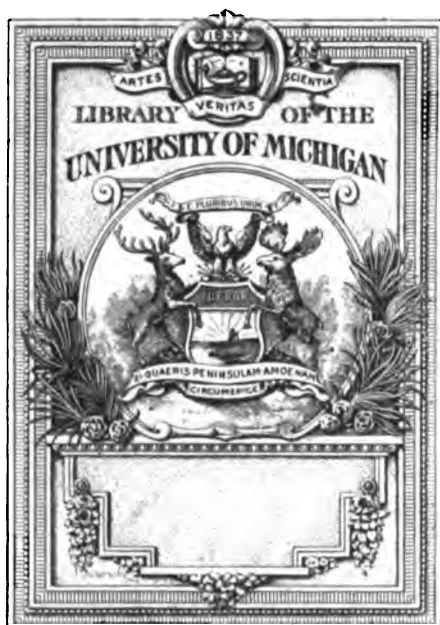



1837
ARTES
SCIENTIA
VERITAS
LIBRARY OF THE
UNIVERSITY OF MICHIGAN
E PLURIBUS UNUM
TUEBOR
SI QUAERIS PENINSULAM AMOENAM
CIRCUMSPICE

ANNALES

DES MINES.

COMMISSION DES ANNALES DES MINES.

Les ANNALES DES MINES sont publiées sous les auspices de l'administration générale des Ponts et Chaussées et des Mines, et sous la direction d'une commission spéciale formée par le Ministre des Travaux Publics. Cette commission est composée, ainsi qu'il suit, des membres du conseil général des mines, du directeur et des professeurs de l'École des mines, et d'un ingénieur, adjoint au membre remplissant les fonctions de secrétaire :

MM.

CORDIER, insp. gén., membre de l'Acad. des Sciences, profess. de géologie au Muséum d'hist. naturelle, *président*.

DE BOUREUILLE, conseiller d'État, inspecteur général, secrétaire général du ministère de l'agriculture, du commerce et des travaux publics.

ÉLIE DE BEAUMONT, sénateur, insp. général, membre de l'Acad. des Sciences, professeur de géologie au Collége de France et à l'École des mines.

THIRRIA, inspecteur général.

COMBES, inspecteur général, membre de l'Académie des Sciences, directeur de l'École des mines.

LEVALLOIS, inspecteur général.

MARROT, inspecteur général.

LORIEUX, inspecteur général.

MM.

DE BILLY, inspecteur général.

DE SÉNARMONT, ingénieur en chef, membre de l'Académie des Sciences, professeur de minéralogie.

PIÉRARD, ingénieur en chef, secrétaire du conseil général.

DE VILLENEUVE, ingén. en chef, professeur de législation des mines.

CALLON, ingénieur en chef, professeur d'exploitation.

RIVOT, ingénieur, professeur de docimasie.

DE CHEPPE, ancien chef de la division des mines.

COUCHE, ingénieur en chef, professeur de chemins de fer et de construction, *secrétaire de la commission*.

DELESSE, ingénieur ordinaire, maître de conférence à l'École normale, *secrétaire-adjoint*.

L'administration a réservé un certain nombre d'exemplaires des ANNALES DES MINES pour être envoyés, soit à titre de don aux principaux établissements nationaux et étrangers, consacrés aux sciences et à l'art des mines, soit à titre d'échange aux rédacteurs des ouvrages périodiques français et étrangers, relatifs aux sciences et aux arts. — Les lettres et documents concernant les ANNALES DES MINES doivent être adressés, *sous le couvert de M. le Ministre des Travaux Publics, à M. le secrétaire de la commission des* ANNALES DES MINES, rue du Dragon, n° 30, à Paris.

Avis.

Les auteurs reçoivent *gratis* 15 exemplaires de leurs articles, formant au moins une feuille d'impression. Ils peuvent faire faire des tirages à part à raison de 9 fr. par feuille jusqu'à 50, 10 fr. de 50 à 100, et 5 fr. pour chaque centaine ou fraction de centaine à partir de la seconde. Le tirage à part des planches est payé sur mémoire, au prix de revient.

La publication des ANNALES DES MINES a lieu par cahiers ou livraisons qui paraissent tous les deux mois. — Les six livraisons annuelles forment trois volumes, dont un consacré aux actes administratifs et à la jurisprudence. — Les deux volumes consacrés aux matières scientifiques et techniques contiennent de 70 à 80 feuilles d'impression, et de 18 à 24 planches gravées. — Le prix de la souscription est de 20 fr. par an pour Paris, de 24 fr. pour les départements, et de 28 fr. pour l'étranger.

PARIS. — IMPRIMÉ PAR E. THUNOT ET Cᵉ, RUE RACINE, 26.

ANNALES
DES MINES

OU

RECUEIL

DE MÉMOIRES SUR L'EXPLOITATION DES MINES

ET SUR LES SCIENCES ET LES ARTS QUI S'Y RATTACHENT;

RÉDIGÉES

Par les Ingénieurs des Mines,

ET PUBLIÉES

SOUS L'AUTORISATION DU MINISTRE DES TRAVAUX PUBLICS.

CINQUIÈME SÉRIE.

MÉMOIRES. — TOME XIV.

PARIS.

DALMONT ET DUNOD, ÉDITEURS,

Précédemment Carilian-Gœury et Vve Dalmont,

LIBRAIRES DES CORPS IMPÉRIAUX DES PONTS ET CHAUSSÉES ET DES MINES,

Quai des Augustins, 49.

1858

ANNALES

DES MINES.

SUR LES RAPPORTS

CRISTALLOGRAPHIQUES ET CHIMIQUES

DE L'AUGITE, DE L'HORNBLENDE ET DES MINÉRAUX ANALOGUES.

Par M. C. RAMMELSBERG (1).

(Traduit par M. Delesse.)

Parmi les minéraux qui appartiennent à la grande famille des silicates, le feldspath ainsi que l'augite sont très-répandus dans les roches cristallines et sont de beaucoup les plus importants. Leur connaissance précise offre donc le plus grand intérêt pour la géologie.

On désigne sous le nom de feldspath un groupe d'espèces isomorphes dont la composition chimique est bien connue par de nombreuses analyses, car leurs éléments éprouvent moins de variations que cela n'a lieu pour beaucoup d'autres minéraux.

L'augite est également le type d'un groupe semblable dans lequel les espèces sont toutefois plus nombreuses

(1) *Uber die Kristallographischen und Chemischen Beziehungen zwischen Augit und Hornblende und verwandte Mineralien*. Auszug aus dem Monatsbericht der Königl. Akademie der Wissenchaften zu Berlin. 11 février 1858.—Voir, en outre, Poggendorff, *Annalen*, t. CIII, p. 273.

et présentent une composition plus variée ; aussi, malgré plusieurs analogies dans la forme cristalline et dans la composition chimique, l'existence de ce groupe de l'augite n'avait pas encore été complétement démontrée.

Dans ce qui va suivre, appuyé sur de nombreuses recherches et sur les relations qui existent entre la forme et la composition d'un certain nombre de minéraux, je chercherai à faire voir que le groupe de l'augite comprend une série d'espèces isomorphes et de composition analogue, et que les obstacles s'opposant à leur réunion tenaient à ce que les analyses anciennes n'étaient pas suffisamment exactes.

Dans ces derniers temps, les minéralogistes se sont occupés d'une manière toute spéciale de l'étude des rapports qui existent entre l'augite et l'hornblende. Je citerai d'abord les travaux de MM. G. Rose et Haidinger. Le premier a démontré la relation intime qui existe entre la forme cristalline de ces deux minéraux ; il a fait observer que malgré la différence de leurs clivages, leur réunion en une seule espèce n'était pas impossible, bien que les faces propres à chaque minéral fussent alors différentes. Partant de ce principe, il mit en lumière une série de faits remarquables, notamment l'association de l'augite avec l'hornblende qu'il découvrit dans certaines roches de l'Oural ; le nom d'*ouralite* donné à cette association désigne des cristaux ayant la forme extérieure de l'augite et le clivage de l'hornblende, dans le centre desquels il existe souvent un noyau d'augite. Ensuite il signala l'association, déjà décrite en partie par Haidinger, de ces deux minéraux dans la smaragdite. Enfin il remarqua que les gros cristaux d'augite d'Arendal sont recouverts sur les faces de leur prisme vertical par de nombreux prismes d'hornblende se trouvant dans une position parallèle et correspondante.

Toutefois le même savant observa plus tard des faits qui rendaient très-vraisemblable une pseudomorphose de l'augite en hornblende. Ainsi, certains cristaux d'augite d'Arendal présentent la structure de l'hornblende; la forme extérieure de l'augite y résulte d'une multitude de petits prismes d'hornblende qui sont parallèles et qui pénètrent souvent profondément jusque dans l'intérieur des gros cristaux. Il en est de même pour l'augite du lac Baïkal (Baïkalite). D'après cela l'ouralite a été considérée comme le résultat d'une pseudomorphose, ce qui conduisait naturellement à admettre que l'augite et l'hornblende étaient deux espèces minérales distinctes.

Les augites transparents (diopside, etc.) et les hornblendes transparentes (trémolite, strahlstein, etc.) sont des silicates formés de protoxydes tels que la chaux, la magnésie, le protoxyde de fer. Les augites et les hornblendes qui sont de couleur foncée ou même noire, et qui alors sont le plus souvent très-bien cristallisés, contiennent en outre de l'alumine; les premiers en renferment peu généralement, tandis qu'il y en a beaucoup dans les secondes. Il est d'ailleurs facile de constater que la teneur en silice diminue à mesure que la teneur en alumine augmente; de telle sorte que la silice qui s'élève à 55 et 60 p. 100 dans les augites et dans les hornblendes sans alumine, s'abaisse jusqu'à 36 et 40 p. 100 quand ces minéraux sont riches en alumine.

Les composés ayant une constitution analogue pouvant seuls être isomorphes, on ne pouvait admettre que l'alumine qui est un sesquioxyde jouait le même rôle qu'à l'ordinaire; elle ne pouvait pas non plus, comme dans les feldspaths, jouer le rôle de base à côté des protoxydes. D'un autre côté il était impossible de

méconnaître la relation intime existant entre l'alumine et la silice, car l'alumine paraît se comporter ici comme un corps électronégatif. Aussi de Bonsdorff a-t-il émis une idée très-heureuse en annonçant que dans les hornblendes, et par suite aussi dans les augites, l'alumine venait se substituer à la silice; ces minéraux alumineux peuvent en effet être considérés comme formés de silicates et d'aluminates, et le spinelle nous offre lui-même l'exemple d'un aluminate. De Bonsdorff avait trouvé que les résultats de ses analyses d'hornblendes qui étaient très-précises, si l'on a égard à l'époque à laquelle il les a faites, correspondaient exactement à la composition des hornblendes sans alumine, en supposant que 2/3 seulement de l'oxygène de l'alumine devait être ajouté à celui de la silice; autrement dit, il admettait que 3 atomes d'alumine remplaçaient 2 atomes de silice; en sorte qu'un trialuminate aurait été isomorphe avec un bisilicate de la même base.

Cependant, puisque la plupart des chimistes admettent que l'alumine et la silice renferment le même nombre d'atomes d'oxygène, il était beaucoup plus naturel de les faire intervenir atome à atome; car un bisilicate présente une composition analogue à celle d'un bialuminate. Cette manière de voir s'accorde d'ailleurs avec les résultats obtenus dans les analyses des augites et des hornblendes qui contiennent de l'alumine. En effet, si on les soumet au calcul, on obtient rarement, comme je l'ai montré depuis longtemps, la composition des variétés sans alumine, que l'on considère d'ailleurs 1 atome d'alumine comme 1 atome d'acide, ou bien 3 atomes d'alumine comme l'équivalent de 2 atomes d'acide. Et c'était du reste un hasard quand ces calculs conduisaient à des rapports simples, car les analyses sur lesquelles on s'appuyait, à l'exception de celles des

augites ne contenant pas d'alumine, n'étaient pas suffisamment précises pour le but qu'on se proposait, et il y en avait même qui étaient inexactes. Tant que l'on resta dans cette voie, on ne parvint donc pas à découvrir la relation qui existe entre l'augite et l'hornblende; la difficulté principale restait toujours à surmonter.

Les belles recherches d'Henri Rose ont démontré que les augites sans alumines sont des bisilicates purs; des travaux ultérieurs ont d'ailleurs établi que beaucoup d'hypersthène et de diallage ainsi que le silicate de manganèse et la wollastonite, ont également la même composition.

Les hornblendes sans alumine (trémolite, strahlstein) ont été analysées par de Bonsdorff depuis plus de trente-six ans; elles ont conduit à ce résultat que l'oxygène de la silice est plus que double de celui des bases. De Bonsdorff les a même considérées comme une combinaison d'un atome de bisilicate avec un atome de trisilicate; par suite, le rapport de l'oxygène des bases et des acides aurait dû être $= 1 : 2\frac{1}{2} = 4 : 9$. Jusqu'à présent cette composition avait toujours paru un obstacle à la réunion de l'augite et de l'hornblende, quoique leurs propriétés cristallographiques tendissent à les rapprocher.

Arppe a fait remarquer depuis longtemps que les proportions d'oxygène admises comme exactes par de Bonsdorff ne s'accordent que très-rarement avec les analyses d'hornblende. En reprenant les calculs de ces analyses, j'ai trouvé moi-même que les rapports extrêmes varient entre 10 : 21 et 10 : 25; en sorte que l'hornblende serait formée, tantôt presque exactement par un bisilicate, tantôt au contraire par une combinaison d'un bisilicate avec plus d'un atome d'un trisilicate.

J'ai constaté aussi qu'un autre résultat ressort de

ces calculs ; en effet, quelquefois les augites renferment une trop grande quantité d'acide, par suite on est naturellement porté à admettre qu'il y a des augites ayant la composition des hornblendes, de même qu'on trouve des hornblendes ayant la composition des augites. Un fait vient d'ailleurs corroborer fortement cette idée ; car l'hornblende fondue prend la structure et quelquefois même la forme cristalline de l'augite. MM. Mitscherlich et Berthier l'ont d'abord reconnu, et depuis je l'ai constaté également dans des recherches entreprises avec M. G. Rose. Comme dans cette expérience il ne se perd aucun des éléments, si l'on admet une différence entre la composition de l'augite et celle de l'hornblende, il faut alors qu'il y ait isomorphie entre les bisilicates et les trisilicates.

Tel était l'état actuel de nos connaissances, sur la composition chimique de ces deux minéraux si importants. D'abord je m'étais proposé l'examen des hornblendes, mais les résultats que j'obtins m'engagèrent à étendre mes recherches à tout le groupe de l'augite. Je ne tardai pas à reconnaître que les anciennes analyses n'étaient pas suffisamment exactes, parce que la silice, l'alumine, la magnésie n'avaient pas été séparées avec assez de soin, et surtout parce que l'on n'avait pas eu égard à l'état d'oxydation du fer et aux alcalis. Dans les augites et dans les hornblendes de couleur foncée qui contenaient de l'alumine, on admettait que le fer était à l'état de protoxyde ; toutefois j'ai reconnu par des méthodes précises que les deux oxydes de fer existent dans ces minéraux, et j'ai même pu déterminer leurs proportions avec exactitude (1). J'ai constaté alors que les

(1) Dans une analyse toute récente de l'hornblende provenant de la syénite zirconienne de Norwége, M. Schéerer a aussi déterminé les oxydes de fer et les alcalis.

hornblendes alumineuses renferment constamment de la potasse et de la soude, dont l'existence avait déjà été signalée, notamment par M. Delesse. Les augites alumineux ne contiennent d'ailleurs pas des quantités dosables d'alcalis, comme Kudernatsch l'avait annoncé antérieurement.

Une division spéciale est formée dans le groupe de l'augite par ces minéraux noirs qui ont la structure de l'augite et de l'hornblende, qui renferment les deux oxydes de fer et quelquefois de grandes quantités de soude, mais pas d'alumine : cette division comprend l'achmite, l'ægirine, la babingtonite et l'arfvedsonite sur la composition desquels on n'avait jusqu'à présent que des idées très-inexactes.

Je vais maintenant faire connaître les rapports qui existent entre la forme et la composition des espèces appartenant au groupe de l'augite, en me basant sur la comparaison de leur forme cristalline, de leur structure et de leur composition chimique. Cette dernière a été déterminée par trente et une analyses qui sont réunies dans le tableau suivant :

GROUPE DE L'AUGITE.

Division A : $\dot{R}^3 \dddot{Si}^2$.

AUGITES.		HORNBLENDES.								
	A³. blanc de Retzbanya.		TREMOLITE.						STRAHLSTEIN.	
			St.-Gotthardt.		Suède.	Gouverneur.	Maneetsok.		Greiner.	Arendal.
		Poids spécif.	2,930		2,930	3,00	3,004		3,067	3,026
			a.	b.				oder.		
Silice.	56,03		57,72	58,38	58,87	57,40	54,71	56,60	55,50	56,77
Alumine.	»	»	»	»	1,77	0,38	»	»	»	0,97
Protoxyde de fer.	1,38	»	»	»	»	1,36	2,41	2,48	6,35	5,88
Magnésie.	17,36	»	27,45	26,90	28,19	25,69	23,92	24,74	22,56	21,48
Chaux.	25,05	»	13,95	13,86	11,00	13,89	15,06	15,58	13,46	13,56
Perte au feu . .	»	»	0,33	0,34	0,18	0,40	3,33		1,29	2,20
	99,82		99,45	99,48	100,01	99,12	99,43	99,40	99,05	100,86

Division B : $m\dot{R}^3 \dddot{Si}^2 + n\dddot{Fe}\dddot{Si}^2$.

	AUGITES.			HORNBLENDES.
	Akmite.	Aegirine.	Babingtonite.	Arfvedsonite.
Poids spécifique.	3,530	3,578	3,366	3,589
Acide titanique. .	1,11	»	»	»
Silice.	51,66	50,25	51,22	51,22
Alumine.	»	1,22	»	»
Sesquioxyde de f[er]	28,28	22,07	11,00	23,75
Protoxyde de fer.	5,23	8,80	10,26	7,80
Prot. de mang. . .	0,69	1,40	7,91	1,12
Magnésie.	»	1,28	0,77	0,90
Chaux.	»	5,97	19,32	2,08
Soude.	12,46	9,29	»	10,58
Potasse.	0,43	0,94	»	0,68
Perte au feu. .	0,39	»	0,44	0,16
	100,25	100,72	100,92	98,29

Division C : $(\dot{R}^3, \dddot{Fe})(\dddot{Si}, \dddot{Al})^2$.

	AUGITES.			
	Etna.	Hartlingen.	Schima.	Lac de Laach.
Poids spécifique. .	3,376	3,380	3,361	3,348
Silice.	47,38	47,52	51,12	50,03
Alumine.	5,52	8,13	3,38	3,72
Sesquioxde de fer.	3,85	5,83	0,95	2,36
Protoxyde de fer. .	7,89	7,77	5,45	6,65
Prot. de mang. . .	0,10	0,40	2,63	0,15
Magnésie.	15,26	12,76	12,82	13,48
Chaux.	19,10	18,25	23,54	22,85
Perte au feu. . .	0,43	»	»	»
	99,53	100,66	99,89	99,24

Division C : $(\dot{R}^3, \dddot{\overline{Fe}}) (\dddot{Si}, \dddot{\overline{Al}})^2$.

HORNBLENDES.

	Edenville.	(Pargasite.) Pargas.	Monroe.	(Carinthine.) Saualpe.	Oural.	Pargas.	Arendal.	Filipstad.	Brevig.	Fredrikswarn. a.	Fredrikswarn. b.	Vesuv.	Harlingen.	Cernosin.	Honnef.	Stenzelberg.
Poids spé.	3,059	3,104	3,123	3,102	3,214	3,215	3,276	3,278	3,428	3,287		3,282	3,270	3,225	3,277	3,266
$\ddot{Ti}$	»	»	»	»	1,01	Spur.	»	»	1,01	0,80	1,07	»	1,01	0,80	1,53	0,19
Fl.	»	2,76	»	0,21	0,25	1,70	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
$\dddot{Si}$.	51,67	46,12	45,93	49,33	44,24	41,26	43,18	37,84	42,27	40,00	40,00	39,62	42,52	40,95	41,01	38,62
$\dddot{Al}$. . .	5,75	7,56	12,37	12,72	8,85	11,92	10,01	12,05	6,31	8,00	7,37	14,20	11,00	14,31	13,04	14,92
$\dddot{\overline{Fe}}$. . . .	2,86	Spur.	Spur.	1,72	5,13	4,83	6,97	4,37	6,62	10,10	10,45	6,00	8,30	5,81	5,38	10,28
$\dot{Fe}$.	»	2,27	4,55	4,63	11,30	9,92	14,48	12,38	21,72	11,04	13,38	11,03	9,12	7,18	10,75	7,67
$\dot{Mn}$. . . .	»	»	0,31	»	»	Spur.	0,29	0,68	1,13	1,03	1,85	0,30	»	»	»	0,24
$\dot{Mg}$. . . .	23,37	21,22	21,12	17,44	13,46	13,49	9,43	12,16	3,62	11,51	7,51	10,72	13,45	14,06	13,18	11,32
$\dot{Ca}$. . . .	12,42	13,70	12,22	9,91	10,82	11,95	11,20	14,01	9,68	10,26	11,28	12,62	12,25	12,55	9,31	12,65
$\dot{Na}$. . . .	0,75	2,48	2 24	2,25	2,08	1,44	2,16	0,75	3,14	2,72		0,55	1,71	1,64	1,26	1,12
$\dot{K}$.	0,84	1,29	0,98	0,63	0,24	2,70	1,30	2,63	2,65	2,53		3,37	1,92	1,54	1,79	2,18
Perte au feu.	0,46	1,10	0,59	0,29	0,39	0,52	0,37	0,80	0,48	0,60	0,54	0,37	»	0,26	0,79	0,48
	98,12	98,50	100,34	99,13	98,27	99,73	99,44	97,67	98,63	98,59		98,78	101,28	99,10	98,34	99,67

Division D : Spodomène. P. sp. 3,135 $(\dot{Li}, \dot{Na})^3 \dddot{Si}^2 + 4\dddot{\overline{Al}} \dddot{Si}^2$.

Les minéraux de ce groupe de l'augite sont isomorphes, et le rapport entre l'oxygène contenu dans la base et dans l'acide est de 1 : 2. Ce sont des bisilicates et des bialuminates.

Les éléments qui les composent sont très-nombreux; la nature des sesquioxydes qu'ils renferment, le sesquioxyde de fer et l'alumine, permet de les partager en quatre grandes divisions :

A. Sans alumine et sans oxyde de fer, c'est-à-dire bisilicates purs de protoxydes.
B. Sans alumine et avec oxyde de fer.
C. Avec alumine et avec oxyde de fer.
D. Avec alumine sans oxyde de fer.

Division A.

C'est à cette division qu'appartient d'abord la wollastonite ou le tafelspath, qui est un silicate à base de chaux et l'un des rares silicates ayant une composition simple; la plupart des autres minéraux sont en effet formés de substances isomorphes. Les cristaux de wollastonite ne sont presque jamais nets; les descriptions que Brooke, Phillips et de Kobell en ont données n'ont pas permis jusqu'à présent de rapprocher leur forme de celle de l'augite.

Cependant il n'est pas difficile de rapporter à l'augite les cristaux du Vésuve dont les faces si nombreuses ont été mesurées par Brooke. Il suffit qu'on les place de manière que les deux faces de clivage dont l'angle est de 110° 12', deviennent les faces de la zone verticale; dans ce cas, l'une, celle du plan de mâcle, est parallèle au plan des axes *bc* ou à la section orthodiagonale; tandis que l'autre est parallèle au plan des axes *ab* ou à la section de la base. On obtient alors dans la zone horizontale du cristal une telle concordance avec l'augite, que les diffé-

rences ne dépassent pas les minutes ; en effet, le prisme $a:b:\infty c$, par exemple, offre un angle de 87° 28′, tandis que celui de l'augite est seulement de 22′ plus petit. D'après les mesures de Brooke, le rapport des axes dans la wollastonite est $a:b:c = 1,1138:1:0,9664$; par suite le rapport $a:b$ est le même que dans l'augite ; mais l'axe principal de la wollastonite est dans un rapport simple avec celui de l'augite, et on peut admettre qu'il est 1 fois 1/2 plus grand ; en sorte que l'angle des axes obliques a et c est de 69° 48′, tandis qu'il s'élève à 74° dans l'augite, ce qui donne une différence de 4° 12′.

La wollastonite est donc surtout caractérisée par des clivages parallèles aux faces a et c de l'hexaïde.

Les augites sans alumine appartiennent tous à la division étudiée maintenant ; tantôt ils sont blancs comme la malacolithe de Retzbanya, tantôt ils sont verts ou noirs, comme celui analysé par M. Gruner, qui est un augite à base de fer presque pur, et comme l'augite à base de chaux et de fer d'Arendal, qui a été examiné par M. Wolff. Des analyses nombreuses de ces minéraux montrent que ce sont des bisilicates, formés de combinaisons isomorphes d'un atome de bisilicate de chaux et de magnésie, auquel viendront s'ajouter des quantités variables de bisilicate et de protoxyde de fer.

L'hypersthène et le bronzite (diallage) doivent être mentionnés ici, lorsqu'ils ne contiennent pas d'alumine. Ils sont caractérisés par leur structure, et chimiquement par la prédominance du bisilicate de magnésie et de protoxyde de fer. Quelques hypersthènes renferment aussi une proportion notable de bisilicate de chaux.

Je mentionnerai également le rhodonite, que l'on appelle encore augite à base de manganèse, et avec lequel je réunis les minerais de manganèse de la mine Pajsberg, près de Filipstadt, de Longbanshyttan et de

Przibram. Il est formé par des bisilicates de protoxyde de manganèse et de chaux, auxquels s'ajoute quelquefois une certaine proportion de fer. La fowlerite de Franklin est un composé isomorphe de bisilicate de manganèse, de fer, de chaux, de magnésie et d'oxyde de zinc. La forme cristalline de cette substance est très-voisine de celle de l'augite, toutefois, d'après M. Dauber elle appartiendrait au système triklinique (Eingliederig) (1). Si l'on considère les faces principales de clivage dans le cristal comme faces latérales, et celle désignée par *a*, comme la face terminale oblique d'un hexaïde triklinique, dont les arêtes seraient les trois axes obliques, dont les angles formés par les arêtes seraient les angles plans des axes, et dont les angles plans seraient les angles des axes obliques eux-mêmes, alors ses cristaux se rapportent à ceux de l'augite; de plus tous deux paraissent isomorphes, comme l'orthose, l'albite ou l'anorthite; les axes *a* et *b* diffèrent de 4° d'un angle droit; les axes *b* et *c* de 5° 1/2; les axes *a* et *c* ont d'ailleurs une inclinaison voisine de celle de la wollastonite, mais qui est cependant plus petite de 1°, et qui par suite se rapproche davantage de celle de l'augite. Le rapport des longueurs montre que les axes *a* sont égaux; quant à *c*, il est triple de ce qu'il est dans l'augite ou bien le double de la wollastonite, en prenant *b* pour unité. Le rhodonite et la fowlerite sont caractérisés par deux clivages également faciles suivant les surfaces *a* et *b* de l'hexaïde; ces clivages sont plus faciles que ceux qui sont parallèles au prisme de l'augite, et par suite ces deux minéraux présentent tout à fait la structure de l'hypersthène.

(1) Voir J. D. Dana: *A System of Mineralogy.* Fourth ed., t. I, p. 44.

Tandis que les minéraux passés en revue offrent dans la première division les variétés de structure de l'augite, les hornblendes sans alumine, c'est-à-dire la trémolite, le strahlstein et l'anthophyllite, offrent les variétés correspondantes ayant la structure de l'hornblende.

Ces dernières substances ont d'ailleurs une forme et une structure qui sont suffisamment connues. Elles constituent un groupe parallèle à celui de l'augite, et tandis que l'hornblende se clive parallèlement aux faces d'un prisme rhombe, l'antophyllite se clive au contraire parallèlement aux faces d'un hexaïde. La trémolite et le strahlstein sont, comme le diopside, des silicates de chaux et de magnésie, renfermant des quantités plus ou moins grandes de silicate de protoxyde de fer; l'antophyllite, au contraire, paraît être analogue à l'hyperstbène et au bronzite, et c'est un silicate de magnésie et de fer.

Toutefois, jusqu'à présent on n'avait pas constaté que leur analogie allât plus loin; car les recherches assez nombreuses que de Bonsdorff et d'autres minéralogistes ont faites sur la trémolite, la grammatite et le strahlstein, ont toujours conduit à ce résultat, que ces minéraux contiennent plus d'acide que les augites ayant les mêmes bases.

Dans mes recherches, j'ai pris pour point de départ la belle trémolite du val Trémola au Saint-Gotthardt; elles démontrent très-bien que cette hornblende transparente est un bisilicate pur comme l'augite blanc, avec cette différence cependant qu'un atome de bisilicate de chaux et 5 atomes de bisilicate de magnésie forment ici une combinaison isomorphe, tandis que leur rapport est de 1 : 1 dans l'augite.

Trois autres trémolites, provenant de Suède, de l'île Maneetsock, au Groënland, et de Gouverneur, comté

de Saint-Laurent, dans l'État de New-York, ont confirmé ce résultat. Il en a été de même pour la belle amphibole (strahlstein) qui est transparente et qui se trouve dans le talc de Greiner, dans le Zillerthal, en Tyrol, pour celle d'Arendal, qui est bien cristallisée et accompagnée d'albite, dans laquelle une certaine proportion de bisilicate de protoxyde de fer vient s'ajouter aux éléments de la trémolite.

Ainsi, d'après leur forme et d'après leur composition, l'augite et l'hornblende doivent bien être considérés comme isomorphes.

On peut se demander maintenant pourquoi toutes les analyses faites jusqu'à présent n'ont pas conduit à la véritable formule de l'hornblende et à ses relations simples avec l'augite. Cela tient à ce que la séparation des éléments n'était pas suffisamment exacte, particulièrement celle de la silice et de la magnésie; la première substance n'était jamais pure et retenait une certaine quantité de magnésie, comme je m'en suis assuré fréquemment. Lorsque la silice dépasse dans une trémolite la proportion de 58 1/3 p. 100, elle n'est pas pure, mais elle renferme encore un peu des bases et particulièrement de la magnésie.

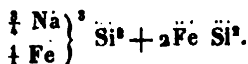
Maintenant nous comprenons comment la trémolite et le strahlstein peuvent prendre par la fusion la forme et la structure de l'augite; car il n'y a aucun changement dans leur composition, et il s'opère un simple changement moléculaire.

L'antophyllite est sans doute aussi une combinaison isomorphe d'un atome de bisilicate de protoxyde de fer avec 3 atomes de bisilicate de magnésie; une petite correction dans ses analyses permet, en effet, de faire concorder sa composition avec celle qui est assignée par la théorie.

Division B.

Nous allons maintenant nous occuper des minéraux du groupe de l'augite appartenant à la deuxième division, laquelle est caractérisée par la présence de l'oxyde de fer et par l'absence d'alumine. Parmi ces minéraux, l'achmite, l'ægirine et la babingtonite ont la structure de l'augite, tandis que l'arfvedsonite est une hornblende dans toute l'acception du mot.

L'achmite est isomorphe avec l'augite, comme M. Mitscherlisch l'a démontré depuis longtemps : sa forme, sa structure et ses mâcles sont, à très peu près, les mêmes. Jusqu'à présent, sa composition chimique n'avait pas été déterminée exactement. D'après les analyses de Ström, Berzélius et Lehunt, on la considérait comme un silicate de sesquioxyde de fer et de soude; mais des recherches que j'ai entreprises il y a douze ans firent voir, contrairement à l'opinion de M. de Kobell, que l'achmite contenait une proportion notable de protoxyde de fer. Par l'emploi de méthodes plus précises, je suis maintenant en mesure de démontrer la présence de 5 p. 100 de protoxyde de fer dans l'achmite, et je trouve en prenant la moyenne de plusieurs analyses que l'oxygène des protoxydes ($\dot{Fe}$, $\dot{Na}$), du sesquioxyde de fer et de l'acide $= 1 : 2 : 6$. L'oxygène de l'acide est donc le double de celui des bases; par suite, l'achmite est formée de bisilicates; elle renferme un bisilicate de soude et de protoxyde de fer et 2 atomes de bisilicate de sesquioxyde de fer. Voici quelle serait sa formule :

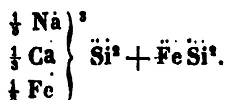


$$\left.\begin{matrix}\tfrac{1}{2}\,\dot{Na}\\ \tfrac{1}{2}\,\dot{Fe}\end{matrix}\right\}^{3} \dddot{Si}^{2} + 2\ddot{Fe}\ \dddot{Si}^{2}.$$

L'ægérine est un minéral des environs de Brevig, en

Norwége, qui a la forme d'un augite noir. D'après M. Breithaupt, qui l'a décrit récemment, son clivage le plus facile est parallèle aux faces de l'hexaïde *a*, c'est-à-dire à la troncature des arêtes aiguës du prisme de l'augite; mais, indépendamment de ce clivage, j'en trouve un autre assez visible qui forme avec lui un angle d'environ 87°. Une hornblende noire, qu'on a aussi appelée ægirine et qui provient de la même localité, ne mérite pas un nom spécial, car elle se rapproche beaucoup des autres hornblendes qui ont une couleur foncée.

Dans l'ægirine nous trouvons les mêmes substances que dans l'achmite, en outre, environ 6 p. 100 de chaux et surtout plus de protoxyde de fer. Du reste, mes analyses établissent que ce minéral isomorphe avec l'augite est aussi formé de bisilicates; car l'oxygène des protoxydes, du sesquioxyde de fer et de l'acide = 1 : 1 : 4; en sorte qu'il y a 1 atome des bisilicates des deux bases. Comme les protoxydes sont dans les proportions d'un atome, l'ægirine doit être considérée comme une combinaison isomorphe renfermant un nombre égal d'atomes de protoxyde de fer, de chaux et de soude.



$$\left.\begin{array}{l}\frac{1}{3}\dot{Na}\\ \frac{1}{3}\dot{Ca}\\ \frac{1}{3}\dot{Fe}\end{array}\right\}^3 \ddot{Si}^2 + \ddot{\ddot{Fe}}\ddot{Si}^2.$$

Plattner avait dosé exactement la silice et le fer, mais non les autres substances. Quant à M. Plantamour, il faut croire que la matière qu'il a analysée n'était pas pure.

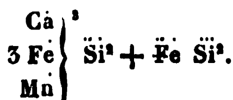
La troisième espèce est la babingtonite. Ce minéral rare, dont la découverte est due à Lévy, a été trouvé seulement à Arendal où il est associé à l'hornblende et

au feldspath. D'après les mesures de Lévy et d'autres très-détaillées faites récemment par M. Dauber, il appartient au système triklinique (eingliederig). Déjà M. Haidinger avait remarqué sa ressemblance avec l'augite. M. Dauber montra ses relations intimes avec le rhodonite (pajsbergite), et lorsqu'on place ses cristaux dans une position convenable, ils peuvent être considérés comme isomorphes avec l'augite. C'est ce que j'ai constaté en choisissant les faces du clivage principal comme dans le rhodonite, c'est-à-dire pour faces latérales de l'hexaïde triklinique. En outre, les angles formés par les plans des axes, par les axes eux-mêmes, aussi bien que la longueur relative de ces derneirs, se trouvent à peu près les mêmes que dans le rhodonite. Seulement, le prisme rhombe de l'augite, qui est de 87°6', est remplacé dans la babingtonite par un prisme rhomboïde de 88°.

Par sa structure, la babingtonite se rapproche beaucoup de l'hypersthène et du diallage; cependant elle s'en distingue, ainsi que du rhodonite, en ce que le clivage le plus facile est parallèle aux faces *b* de l'hexaïde (lesquelles forment la troncature de l'angle obtus dans le prisme de l'augite).

On connaît seulement deux analyses de la babingtonite qui sont dues à Arppe et à R. Thompson; toutes deux sont très-différentes et inexactes; cependant la première est moins inexacte que la seconde. Le minéral contient des quantités à peu près égales de protoxyde et de sesquioxyde de fer, beaucoup de chaux et plus de manganèse que les autres augites, si l'on en excepte le silicate de manganèse. Il ne renferme pas de soude. D'après mes analyses, l'oxygène des protoxydes ($\dot{C}a$, $\dot{F}e$, $\dot{M}n$), du sesquioxyde de fer et de l'acide $= 3 : 1 : 8$. Par conséquent, la babingtonite est aussi formée de bisilicates; et 3 atomes de bisilicate des bases les plus

fortes y sont associés à 1 atome de bisilicate de sesquioxyde de fer.

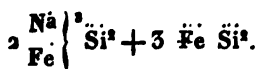


On voit que la babingtonite est encore un mélange isomorphe de trois combinaisons.

La dernière espèce de la division que nous étudions maintenant est l'arfvedsonite qui présente une structure semblable à celle de l'hornblende. C'est la prétendue hornblende noire qui accompagne l'eudyalite de Kangerdluarsuk dans le Groenland occidental ; Brooke l'a signalée le premier et M. de Kobell en a fait une analyse exacte. Il résulte des mesures concordantes de Brooke, de Breithaupt et de Kobell, que l'angle du prisme de clivage est de 123° 1/2 à 124° ; par conséquent il est au moins d'un 1/2° plus petit que celui de la véritable hornblende.

M. de Kobell ne connaissait aucun procédé permettant de constater la présence des deux oxydes de fer dans l'arfvedsonite ; il admit que tout le fer était à l'état de protoxyde. J'ai trouvé cependant qu'il y a seulement 8 p. 100 de protoxyde et au contraire 24 p. 100 de sesquioxyde. De même que dans l'achmite et dans l'ægirine, la soude forme dans la proportion de 10 p. 100 l'un des éléments principaux de l'arfvedsonite ; la potasse, la chaux, la magnésie et le manganèse n'y entrent au contraire qu'en petite quantité. Mes recherches montrent que l'oxygène des protoxydes ($\dot{Na}$, $\dot{Fe}$, etc.), du sesquioxyde de fer et de l'acide = 2 : 3 : 10. Comme l'oxygène de la silice est double de celui des bases, on voit donc que l'arfvedsonite est également formée de bisilicates ; elle renferme 2 atomes de bisilicates de

soude et de protoxyde de fer, et 3 atomes de bisilicate de sesquioxyde de fer.



Ces atomes de soude et de protoxyde de fer, en y comprenant le manganèse et les terres, sont entre eux dans le rapport = 1 : 1 ; on doit donc considérer l'arfvedsonite comme une combinaison isomorphe d'atomes de soude et de protoxyde de fer en nombre égal.

Il résulte de ce qui précède que les quatre espèces minérales composant la division B peuvent être représentées par la formule générale



dans laquelle *m* et *n* sont les nombres simples 1, 2, 3. Ces espèces sont isomorphes entre elles, et elles nous démontrent que les proportions des deux bisilicates peuvent varier. Mais elles sont isomorphes avec les substances de la première division A, on doit donc en conclure que le bisilicate de protoxyde est isomorphe avec le bisilicate de sesquioxyde de fer. En énonçant ce résultat, je ferai remarquer dès à présent que les substances de la troisième division C, c'est-à-dire les augites et les hornblendes contenant de l'alumine, présentent absolument la même constitution.

L'isomorphisme de composés n'ayant pas la même formule atomique est maintenant établi par des exemples si nombreux, qu'il ne saurait plus être révoqué en doute. Ce n'est assurément pas l'effet du hasard si, des substances ayant des formules atomiques différentes conservent cependant la même forme cristalline. Les groupes les plus remarquables de la famille des silicates en sont la preuve, notamment le feldspath, la

tourmaline et certainement aussi le mica. On trouve dans ces minéraux des mono-, bi- et trisilicates, et néanmoins leur forme ne change pas.

Dans le groupe de l'augite, l'isomorphisme de composés n'ayant pas la même formule atomique s'observe également, mais c'est dans une autre direction. Ainsi le bisilicate de protoxyde de fer ou d'un autre protoxyde est isomorphe avec le bisilicate de sesquioxyde de fer. Qu'il me soit permis de faire une remarque à cet égard.

On pourrait admettre avec Gerhardt que le fer se trouve dans le protoxyde et dans le sesquioxyde sous deux états différents, pour lesquels son équivalent n'est pas le même et varie ÷ 3 : 2. Alors 1 atome de sesquioxyde de fer aurait le poids de 3 atomes de protoxyde, pourrait être considéré comme protoxyde et conduire, dans le cas que nous considérons, à un isomorphisme de composés ayant même formule atomique. Cependant l'hypothèse d'après laquelle on admet que l'équivalent d'un corps est une grandeur variable est assez difficile à justifier dans l'état actuel de la chimie, et il nous paraît préférable de chercher dans l'hétéromorphisme des corps l'explication de l'isomorphisme des protoxydes et des sesquioxydes.

Comme G. Rose l'a démontré, quelques métaux, l'iridium et le palladium présentent un cas de dimorphisme; une de leurs formes, celle qui se rapporte au système hexagonal (sechsgliedrig) se retrouve aussi dans le zinc, bien que les métaux électropositifs cristallisent dans le système régulier. Certains faits, notamment les variations de composition des minéraux cristallisant dans le système régulier et formés d'arsenic, de cobalt, de nickel, tels que les *speiscobalt* (cobalt arsenical), lesquels sont représentés par la for-

mule $R^m As^n$, conduisent d'ailleurs à penser que les métaux du système hexagonal peuvent également cristalliser dans le système régulier, et que les *speiscobalt* sont seulement des combinaisons isomorphes.

Il en est de même pour les oxydes métalliques. Nous savons que certains protoxydes appartiennent au système régulier ; ce sont la magnésie, l'oxyde de nickel, l'oxyde de cadmium. Les sesquioxydes sont au contraire rhomboédriques ; ce sont l'alumine, la glucine, l'oxyde de fer, l'oxyde de chrome. Mais l'oxyde de zinc est un protoxyde et cependant sa forme cristalline est celle des sesquioxydes ; non-seulement il appartient au même système que les sesquioxydes, mais de plus il leur est complétement isomorphe ; car le rapport de l'axe principal aux axes latéraux est $\div$ 1 : 2. Dans ce cas, il doit donc y avoir dimorphisme ou plutôt isodimorphisme. Si l'oxyde de zinc est isomorphe avec le sesquioxyde de fer, le protoxyde de fer et d'autres protoxydes doivent aussi pouvoir être isomorphes avec lui et par conséquent il est clair que les bisilicates de ces oxydes sont également isomorphes.

Division C.

La troisième division du groupe de l'augite est la plus importante, car elle comprend les augites et les hornblendes qui renferment de l'alumine, c'est-à-dire les minéraux qui forment une grande partie des roches anciennes et modernes. La série des roches augitiques s'étend depuis la syénite et la diorite jusqu'aux laves qui sont encore rejetées à l'époque actuelle ; l'augite ou l'hornblende y sont associés à un minéral du groupe des feldspaths, ce dernier étant de l'orthose ou de l'oligoclase comme dans les roches anciennes, ou bien du labrador, comme dans la dolerite, le basalte et les

laves, ou bien de l'anorthite comme dans les laves de l'Islande et dans les pierres météoriques de Juvenas, de Jonzac et de Stannern.

Les espèces de cette division sont aussi remarquables par le développement complet de leurs cristaux que par leur couleur laquelle est le plus souvent si foncée qu'elle paraît noire.

Il n'est pas de minéraux qu'on ait analysés plus souvent que ces augites et ces hornblendes, soit à une époque ancienne, soit dans ces derniers temps; j'ai réuni vingt-huit analyses d'augite et trente-deux d'hornblende. La comparaison de ces soixante analyses avec dix-neuf nouvelles m'a conduit à penser que toutes les analyses antérieures n'étaient pas assez exactes pour qu'on pût déterminer la composition de ces deux minéraux. J'ai constaté notamment que presque tous les augites et hornblendes contenant de l'alumine renferment les deux oxydes de fer, que de plus dans les hornblendes il se trouve une certaine proportion de potasse et de soude, ce qui n'avait été constaté antérieurement que par un petit nombre de chimistes et avait échappé à de Bonsdorff. Quant aux augites ils n'ont pas d'alcalis; c'est ce qui a lieu du moins pour ceux qui ont été analysés avec soin par Kudernatsch et par moi.

Les augites alumineux se distinguent des hornblendes par une quantité d'alumine qui est plus petite et plus constante (généralement 4 à 6, rarement 8 p. 100). Dans les hornblendes, au contraire, la quantité d'alumine varie de 4 à 16 p. 100. La quantité du fer qui est à l'état de protoxyde est comprise entre 5 et 13 p. 100 dans les augites, entre 7 et 30 p. 100 dans les hornblendes. On sait d'ailleurs par les analyses faites antérieurement que les augites contiennent toujours beaucoup plus de chaux (18 à 24 p. 100) que les

hornblendes (10 à 12 p. 100). Je n'ai pas cru nécessaire de reprendre l'analyse d'un grand nombre d'augites, car il s'agissait seulement de faire une correction sur la détermination du fer; or l'identité de constitution atonique avec l'hornblende résulte déjà de l'examen de quatre variétés. Ces variétés sont : 1° les cristaux isolés du Monte-Rossi près de Nicolosi à l'Etna; 2° l'augite du tuf basaltique d'Hartlingen dans le Westerwald, qui est accompagné d'hornblende et intimement associé avec elle; 3° le bel augite noir de Schima dans le Mittelgebirge en Bohême, qui se trouve en cristaux isolés dans le tuf basaltique; 4° des cristaux très-bien formés que j'ai recueillis sur les bords du lac de Laach.

Avant de discuter les résultats des analyses de ces augites, je vais m'occuper des hornblendes qui étaient le point de départ de mon travail et dont l'étude offrait le plus de difficultés. Elles n'appartiennent pas entièrement à des variétés de couleur foncée; mais quand la teneur en fer est faible, elles sont vertes (Pargasite, Carinthine) et même presque incolores. Toutes sont transparentes; mais celles qui sont foncées le deviennent seulement quand elles sont en lamelles minces, et alors elles prennent une couleur verte. Le poids spécifique, à la détermination duquel j'ai apporté tout le soin possible, croît avec la teneur en fer, et varie dans le Strahlstein de 3,06 à 3,29; en sorte que les hornblendes sont moins denses que les augites correspondants, dans lesquels le poids varie de 3,35 à 3,38. Une seule hornblende qui était pauvre en magnésie, la fausse Aegirine de Brevig, m'a donné 3,4; mais elle contient de l'acide titanique, en sorte qu'elle est vraisemblablement mélangée à du fer titané.

J'ai trouvé de petites quantités d'acide titanique

dans beaucoup d'hornblendes aussi bien que dans l'achmite; toutefois, il ne m'a pas été possible de décider avec certitude s'il y était véritablement combiné ou bien mélangé à l'état de fer titané. Il est en proportion assez petite pour qu'on n'ait pas d'erreurs à craindre lorsqu'on n'en tient pas compte, et d'ailleurs on ne connaît pas la quantité de fer qui lui correspond. J'ai séparé, aussi bien que possible, l'alumine de la magnésie, ce qui n'avait pas toujours eu lieu antérieurement. La teneur en alcali des hornblendes varie entre 1 1/2 et 6 p. 100, et souvent il y a plus de potasse que de soude, quoique l'inverse puisse également avoir lieu.

Le fluor a été déterminé seulement dans quelques cas. D'après le rôle qu'il me paraît jouer dans ces silicates, il est sans influence sur le calcul de la formule.

Toutes les hornblendes éprouvent au rouge faible une perte due à de l'eau qui s'y trouve mécaniquement interposée; elle varie de 1/4 à 1 p. 100. Au feu du chalumeau les variétés riches en fer entrent en fusion et donnent des masses transparentes dans lesquelles il y a de petites boursouflures; alors, quand elles sont fluorées elles perdent encore 1 à 2 p. 100, comme de Bonsdorff l'a constaté. Ces hornblendes fondues font complétement gelée avec l'acide chlorhydrique.

Voici maintenant les quinze hornblendes de cette division, qui ont été l'objet de mes recherches; et je commence par celles qui ont la couleur la plus pâle et qui sont pauvres en fer :

1° Une hornblende d'un gris jaune, presque incolore, transparente, d'Edenville, État de New-York. Elle est en petits cristaux, et elle a été mesurée par le docteur Dauber, qui l'a mise à ma disposition. Elle contient 6 p. 100 d'alumine et à peine 3 p. 100 de fer, qui paraît être entièrement à l'état d'oxyde.

2° La pargasite de Pargas, en Finlande, renfermant 7 à 8 p. 100 d'alumine, environ 2 p. 100 de fer, probablement à l'état de protoxyde et de sesquioxyde, ce qui d'ailleurs influe à peine sur le calcul. Mes résultats concordent assez bien dans leur ensemble avec ceux de Bonsdorff, auquel 2 1/2 p. 100 de soude et 1 1/3 de potasse ont cependant échappé.

3° Une hornblende de Monroe, dans l'État de New-York. Elle est en gros cristaux gris bleuâtre, qui contiennent 12 p. 100 d'alumine et 4 1/2 p. 100 de protoxyde de fer, avec une très-petite quantité de sesquioxyde.

4° La carinthine du Saualpe, en Carinthie. Elle est remarquable par son pleochroïsme, et au dicroscope elle donne deux images, l'une verte et l'autre brun rougeâtre. Elle contient environ 13 p. 100 d'alumine, 1 3/4 de sesquioxyde de fer, 4 2/3 de protoxyde de fer. C'est « l'augite feuilleté du Saualpe, » analysé par Klaproth.

Parmi les hornblendes noires, j'ai examiné :

1° Une hornblende en masse compacte et feuilletée de la diorite de Konschekowsckoi Kamen, près de Bogoslowsk, dans l'Oural. Elle contient 9 p. 100 d'alumine, 12 p. 100 de protoxyde de fer, 1/4 p. 100 de fluor et 1 p. 100 d'acide titanique.

2° L'hornblende noire de Pargas, déjà analysée par Hisinger et de Bonsdorff. Elle renferme 12 p. 100 d'alumine, 5 de sesquioxyde de fer et 10 de protoxyde de fer ; ce dernier est en quantité plus grande que dans les autres hornblendes analysées, qui sont au contraire plus riches en magnésie.

3° L'hornblende noire d'Arendal, sur laquelle se trouve la Babingtonite.

4° Une hornblende noire et cristallisée de Filipstad, en Wermland. Ces deux hornblendes renferment 10 à 12 d'alumine, 4 à 7 d'oxyde de fer, 12 à 14 de protoxyde de fer.

5° L'hornblende noire de Brevig, dans le sud de la Norwége, dont l'angle de clivage est de 124° 24'. On lui donne aussi le nom d'Aegirine. Indépendamment de 6 p. 100 d'alumine, elle contient 6 2/3 d'oxyde de fer et 22 de protoxyde de fer ; la magnésie est comprise entre 3 et 4, mais la proportion des deux alcalis s'élève presque à 6 p. 100. Comme on l'a déjà remarqué, son poids spécifique est très-grand, et elle contient 1 p. 100 d'acide titanique.

6° L'hornblende de la syénite zirconienne de Frederiksvärn, en Norwége, la seule qui eût été analysée complétement jusqu'à présent, M. Schéerer ayant publié récemment une analyse dans laquelle les deux oxydes de fer, ainsi que les alcalis, ont été dosés. Dans deux variétés différentes il y avait 8 p. 100 d'alumine, 10 p. 100 d'oxyde de fer, 11 à 13 de protoxyde de fer et 5 1/2 p. 100 d'alcali; la potasse et la soude se trouvaient d'ailleurs en proportions presque égales.

7° Une hornblende d'un beau noir, accompagnée de mica vert jaunâtre et provenant du Vésuve. Elle ne contient pas de fluor, et quand on la fait fondre elle perd seulement 1/3 p. 100.

8° L'hornblende de Härtlingen, qui est associée à l'augite.

9° Les beaux cristaux de Wolfsberg, près de Cernosin, en Bohême.

10° Une hornblende provenant d'une wake basaltique de la mine de l'Aigle, près Honnef, dans le Siebengebirge.

11° L'hornblende du trachyte du Stenzelberg, dans le Siebengebirge.

Ces variétés contiennent 11 à 15 p. 100 d'alumine, 6 à 10 de sesquioxyde de fer, 8 à 11 de protoxyde de fer, en outre une proportion d'acide titanique, pouvant s'élever jusqu'à 1 1/2.

J'ai cherché à comprendre dans mes analyses des représentants des différents âges géologiques.

Le calcul des augites et des hornblendes, contenant de l'alumine, peut se faire à trois points de vue différents : 1°), l'alumine et le sesquioxyde de fer étant considérés comme bases : 2°), ou bien comme éléments électronégatifs : 3°), ou enfin le sesquioxyde de fer étant compté comme base, et l'alumine, au contraire, comme acide.

Sans entrer dans les détails, je me bornerai à faire connaître les résultats que donne le calcul dans ces trois cas.

Quand on considère l'alumine et le sesquioxyde de fer comme bases, on n'a aucune concordance dans les rapports d'oxygène des protoxydes, des sesquioxydes et de la silice ; ces rapports ne sont même pas toujours simples. En effet, si on représente par 1 l'oxygène des deux sesquioxydes, l'oxygène des protoxydes varie de 1 à 7 ; celui de la silice varie dans le même cas de 2 à 14 ; le rapport de l'oxygène des diverses bases et de l'acide est d'ailleurs compris entre 1 : 1 et 1 à 1,7. Par conséquent, d'après l'hypothèse que nous examinons, l'augite et l'hornblende seraient représentés en partie par des monosilicates, en partie par des mono et des bisilicates en proportions très-variables, tandis qu'au contraire toutes les espèces minérales de ce groupe sont des bisilicates. Il faut nécessairement conclure de cette discordance que dans ces minéraux l'alumine

et le sesquioxyde de fer ne jouent pas le rôle de bases.

Maintenant ces deux substances sont-elles électronégatives? Ce que Bonsdorff avait admis pour l'alumine, a-t-il lieu aussi pour le sesquioxyde de fer? En considérant ces deux substances comme acides, on trouve que l'oxygène des protoxydes étant représenté par 1, celui de l'acide varie de 2 à 2,8; en sorte que l'on a tantôt des bisilicates, tantôt des combinaisons de trisilicates en diverses proportions. Cette seconde hypothèse ne donne donc pas encore de concordance entre les formules des espèces minérales appartenant au groupe de l'augite.

Je trouve, au contraire, que malgré toutes les différences dans la teneur des augites et des hornblendes en alumine et en oxyde de fer, la somme de l'oxygène des protoxydes et du sesquioxyde est à celle de l'oxygène de l'alumine et de la silice à très-peu près ÷ 1 : 2; la moyenne de vingt analyses donne même la proportion 100 : 199, au lieu de 100 : 200. D'après cela je puis donc admettre que dans les augites et dans les hornblendes contenant de l'alumine, le sesquioxyde de fer joue le rôle de base, et l'alumine celui d'acide. Ce sont des bisilicates comme toutes les autres espèces minérales de ce groupe, mais ils sont engagés avec des bialuminates dans des combinaisons isomorphes.

Au premier abord, il peut paraître extraordinaire que l'alumine et l'oxyde de fer présentent ici des propriétés électrochimiques contraires; mais quoi que ces substances aient la même formule et quoi qu'elles soient isomorphes, rien n'indique que cela ne puisse pas avoir lieu quand elles sont engagées dans une même combinaison.

Une seule hornblende, la carinthine, bien qu'elle paraisse pure et non décomposée, ne donne pas des résultats concordants avec ceux des autres analyses. Sa

proportion d'alumine est trop grande, et c'est seulement quand on en prend 2/5 pour les bases et 3/5 pour les acides, qu'elle se laisse représenter par la formule des bisilicates.

Les augites et les hornblendes de la division que nous venons d'étudier, sont des associations isomorphes, mais variables, d'une même combinaison, car la proportion de l'aluminate est généralement moindre pour les premières espèces, et dans l'augite la quantité de chaux augmente beaucoup. Il est assez intéressant d'observer que les augites alumineux renferment très-souvent 1 atome de chaux pour 1 atome de magnésie, comme le diopside, tandis que dans les hornblendes alumineuses le rapport des deux bases varie entre 5 : 6 et 2 : 5.

Quand on compare les cristaux d'augite et d'hornblende qui sont intimement associés dans un même gisement, comme à Härtlingen, il est facile de mettre en évidence la différence qui existe entre les proportions atomiques de leurs éléments. Elle est donnée par les nombres suivants :

	$\dot{Fe} : \dot{Ca} : \dot{Mg}$	$\ddot{\bar{Fe}} : \dot{R}$	$\dddot{\bar{Al}} : \dddot{Si}$
Augite. . . =	1 : 3 : 3	1 : 21	1 : 6
Hornblende =	3 : 5 : 8	1 : 15	1 : 4

Division D.

La quatrième et dernière division du groupe de l'augite ne comprend jusqu'à présent qu'une seule espèce, le triphane ou spodumène. Son isomorphisme avec l'augite a été démontré par M. Dana et par moi. Sa forme est absolument la même ; et mes analyses publiées en 1852 et 1853 ont fait voir que c'est une combinaison de bisilicate, contenant 1 atome de bisilicate de lithine et de soude, avec 4 atomes de bisilicate

d'alumine, dans lequel l'alumine joue par conséquent le rôle de base.

— En résumé, je crois avoir démontré que l'augite et l'hornblende sont les types d'un groupe important de minéraux, qu'on pourrait appeler le groupe des bisilicates.

TRAVAUX

DU LABORATOIRE DE L'ÉCOLE DES MINEURS DE SAINT-ÉTIENNE (LOIRE).

(Extrait. — Année 1857.)

1° Travaux de M. Lan, professeur de chimie et de métallurgie.

Un bon nombre d'échantillons de ces minerais ont déjà été examinés l'année dernière, à la suite de mon premier voyage en Espagne. Retourné sur les lieux cette année, j'ai recueilli de nouveaux échantillons et j'ai dû particulièrement étudier sur eux ainsi que sur ceux de divers envois de la compagnie française de Huelva, une question fort importante pour celle-ci; la différence entre les rendements par voie sèche et par voie humide.

Essais et analyses de minerais de cuivre de la province de Huelva (Espagne).

Par les analyses de l'année dernière, j'avais reconnu que les minerais de Huelva pouvaient être considérés comme de la *pyrite de fer* avec 2 à 3 p. 100 de sable, silice ou argile, imprégnée de pyrite cuivreuse, l'ensemble pouvant contenir de 1 à 10 p. 100 de cuivre. De ces premières analyses comparées à celles faites par divers essayeurs, je concluais à une teneur moyenne de cuivre de 3 à 4 p. 100.

Les nombreux dosages de cuivre que j'ai refaits cette année, sur les produits de *Tharsis*, la mine la plus importante de la compagnie de Huelva, établissent la même moyenne de teneur, au moins pour les minerais expédiés en Angleterre; elle s'est même élevée à 4 1/2 p. 100 à la fin de 1857. Or, les fondeurs anglais qui achètent ces minerais pour soufre et pour cuivre, se refusent à estimer le rendement en cuivre, par la voie humide; les habitudes du marché anglais et notamment du pays de Galles étant de tout essayer par voie sèche. Appliquant donc aux minerais de Huelva leurs méthodes ordinaires d'essai, des teneurs de 3 à 4 p. 100, ils tombaient à 1 1/2, 2 ou 2 1/4 p. 100 : c'est-à-dire que la compagnie de Huelva éprouvait une perte moyenne de 40 à 45 p. 100 de la teneur réelle de ses minerais en cuivre ; souvent même la différence s'est élevée à 60 et 65 p. 100. D'un autre côté, aux premières réclamations des

vendeurs, les essayeurs anglais avouèrent que les différences accusées par leurs premiers essais, entre la voie sèche et la voie humide, leur paraissaient excessives et qu'ils les attribuaient à la grande difficulté que présentaient des minerais de cette nature fondus par leur procédé ordinaire. Ce procédé *pour les minerais bruts* consiste en cinq opérations:

1° Grillage incomplet de minerai réduit en poussière (20 à 25 grammes).

2° Fusion pour régule du produit grillé, additionné de *spath fluor*, de chaux et d'un peu de borax.

3° Grillage *à peu près complet* du régule.

4° Fusion du produit avec mélange de *flux noir* et *flux blanc*, pour *cuivre noir*.

5° Affinage et raffinage de cuivre noir pour cuivre fin. Cet affinage comprend: 1° une première fusion du bouton de cuivre noir avec du flux blanc, pour une perle de cuivre rouge; 2° une seconde et quelquefois une troisième fusion au flux blanc pour perle de *cuivre fin*. Enfin, les scories d'affinage sont reprises au flux noir, pour bouton de cuivre noir, qu'on raffine généralement encore pour seconde perle de cuivre fin, ajoutée à la première pour avoir le rendement. En appliquant ce procédé fait pour les minerais généralement quartzeux et pauvres de l'Angleterre et de l'Irlande, en l'appliquant aux pyrites presque pures de la province de Huelva, les résultats étaient loin d'être satisfaisants, de l'aveu même des essayeurs anglais. A la première fusion pour régule, destinée à concentrer sans perte le cuivre dans une matte riche, les essayeurs perçaient leurs creusets presque à chaque opération, et généralement aussi perdaient une partie du produit utile. Ces inconvénients tenaient évidemment à la présence du spath-fluor et sans doute à son action sur la silice des creusets. J'ai alors, tout en modifiant la nature des fondants employés, cherché à supprimer dans la fonte pour régule le grillage préalable, trouvant avantage à diminuer par là le nombre des opérations.

Le minerai de Huelva perdant par simple calcination au rouge et à vase clos, près de la moitié de son soufre, j'en prenais 25 grammes que, par calcination, dans le creuset même destiné à la fonte pour régule, je réduisais à 19 ou 20 grammes. Ces 19 ou 20 grammes étaient mélangés à 15 grammes de nitre, 25 grammes de borax fondu et calciné. Sur le mélange intime de ces matières je jetais une couverture de sel marin décrépité

de 1 à 2 centimètres d'épaisseur. Chauffé lentement d'abord pendant 25 à 30 minutes, puis, quand l'action du nitre et l'effervescence étaient passées, soumis à un bon coup de feu de 10 minutes, le bain très-liquide était coulé ou refroidi dans le creuset même qu'on cassait ensuite. J'obtenais ainsi une scorie noire parfaitement vitrifiée et un culot de régule généralement bien détaché du creuset et de la scorie. Avec des minerais de 3 à 4 p. 100 de teneur et les proportions de fondants en minerais indiqués plus haut, le régule pesait ordinairement de 6 à 8 gr.

Les scories de tous mes essais étaient reprises par voie humide : tant que je conservais les proportions de nitre indiquées, cet essai accusait à peine quelques traces de cuivre. Lorsqu'on augmentait la proportion de nitre pour arriver, par cette première fusion, à un régule plus riche et par conséquent à un poids moindre, c'est-à-dire 2, 3 ou 4 grammes au lieu de 6 à 8, la scorie accusait des teneurs de 0,20, 0,25 ou 0,30 p. 100 de cuivre. Comme d'ailleurs je n'avais constaté dans mes essais aucun percement de creuset, j'en conclus naturellement que la fusion pour régule en une seule opération avec mélange convenable de *nitre*, *borax* et *sel* était préférable au grillage suivi de fusion au spath-fluor du procédé anglais et que les pertes en cuivre *provenant de cette opération*, pouvaient être évitées. Pour avoir d'ailleurs une appréciation exacte de l'amélioration qu'on pouvait espérer de ces modifications, j'envoyai aux essayeurs anglais un de mes régules provenant d'un minerai qui, par voie humide, donnait 3,98 p. 100 de cuivre. Ce régule fut soumis aux autres manipulations ordinaires du procédé anglais et donna un rendement en cuivre fin de 2,56, soit une différence de 1,42 ou 35 p. 100 de la teneur réelle entre la voie sèche et la voie humide. D'après cela, il y avait donc amélioration, mais la perte était encore fort grande, et pour en reconnaître les causes je poursuivis l'essai des régules pour cuivre. Je grillais les régules *à mort*, alternant vers la fin de l'opération par grillages et coups de feu, avec addition de poussière de charbon et carbonate d'ammoniaque, afin de faire disparaître tout le soufre et le peu d'arsenic que renfermaient les régules. Après ce grillage, je fondais avec 2 à 3 parties de flux noir, 1/4 partie de borax fondu et couverture de sel. J'obtenais ainsi des boutons de cuivre sans pellicule de matte quand le grillage était bien fait. La plupart des culots s'aplatissaient sous le marteau en feuilles d'un demi-millimètre d'épaisseur, sans crique

importante, avec couleur de cuivre assez pur. Quelques-uns seulement criquaient sous le marteau et offraient dans la cassure des nuances jaunes et sombres. Les premiers, repris par voie humide, n'accusaient que des traces indosables de soufre; les seconds au contraire, après une attaque à l'eau régale, donnaient une proportion notable de plomb, de soufre et d'arsenic; mais c'étaient les moins fréquents, les minerais de Huelva ne paraissant plombeux que par exception.

Si l'on jette les yeux sur les résultats du tableau suivant, on voit que *jusqu'à la fonte pour cuivre brut*, la différence entre la voie sèche et la voie humide reste dans des limites bien inférieures à celles accusées par les essayeurs anglais. Il devient aussi évident que la principale cause de perte est dans le raffinage des culots de cuivre brut. Si l'on tient compte de la nature du flux employé, de la répétition des opérations et enfin de la petitesse des culots sur lesquels on opère ($0^{g},50$ à $0^{g},75$), on comprend aisément que le déchet en cuivre soit énorme, quand on se propose d'arriver, comme les essayeurs anglais, à du métal pour ainsi dire chimiquement pur.

J'ai soumis d'ailleurs plusieurs de ces petits culots de cuivre à cette série d'opérations au flux blanc, avec des poids de cuivre brut de $0^{g},70$, $0^{g},75$ et $0^{g},80$; je n'obtenais que $0^{g},45$ à $0^{g},60$ de cuivre fin, soit un déchet de 25 p. 100 environ par le seul fait du raffinage.

J'ai alors appliqué aux culots le procédé d'affinage allemand, c'est-à-dire par coupellation : deux boutons de $0^{g},75$ et $0^{g},74$ m'ont donné ainsi en cuivre malléable, $0^{g},68$ et $0^{g},66$, soit 10 à 11 p. 100 de déchet qui, ajoutés à 10 ou 12 p. 100 de perte provenant de la fusion pour régule et pour cuivre brut, constitueraient une différence totale de 20 à 25 p. 100 de la teneur réelle entre les rendements par voie sèche et par voie humide, au lieu de 40 et souvent même au delà de 50 p. 100 comme c'est arrivé lors des premiers essais anglais. Au surplus, en voyant le déchet du raffinage en petit, atteindre 25 p. 100, quand, en grand, sur des cuivres bruts qui ne sont certainement pas plus purs, il ne dépasse pas 12 à 15 p. 100, il est évident que l'essai n'a plus pour but de déterminer la teneur des minerais, et qu'en tous cas il doit indiquer un rendement plus faible que celui réalisé en grand. Les acheteurs ou fondeurs anglais l'avouent d'ailleurs eux-mêmes : ils ajoutent qu'ils tiennent compte, au moment de l'achat, du boni probable

qu'ils auront en grand sur l'essai en petit; mais comment en tiennent-ils compte? c'est un mystère de plus dans l'établissement si obscur des calculs du Standard (1)!

Résultats de l'une des séries d'essais** (**voie sèche et voie humide**), **sur des minerais crus.

NOMS DES NAVIRES d'expédition.	Cuivre p. 100. (Voie humide).	Poids de minerai cru.	Poids calciné à vase clos.	Poids de régule.	Poids de cuivre.	Rendement (Voie sèche).	Différence entre la voie sèche et la voie humide.
		gr.	gr.	gr.	gr.		
Lescan.	3,59	25	19,20	8	0,83	3,32	0,27 (A)
Catarina.	3,70	»	19,20	8	0,77	3,08	0,62
Shaanon.	3,19	»	19,45	5,92	0,73	2,92	0,27
Zouave.	5,38	»	20,15	9,10	1,168	4,672	0,70
Brillant.	1,83	»	20,80	3,40	0,28	1,12	0,71
Maria Amalia.	3,19	»	20,20	7,30	manqué (obtenu un culot de cuivre enveloppé de matte).		
California.	3,60	»	19,40	7,60			
Esther.	3,25	»	19,10	6,00	Culot de cuivre et matte.		
Express.	3,20	»	19,10	6,50	0,47	1,88 manq.	1,32
Cruz Gonzalves. . . .	3,59	»	19,40	6,20	0,82	3,28	0,31
Queen of the West. .	4,40	»	19,30	5,40	0,95	3,80	0,70

Nota. Tous les dosages par voie humide, ont été faits en dissolvant 2 ou 3 grammes de minerai cru dans l'eau régale, évaporant à sec et reprenant par l'acide chlorhydrique. La dissolution ClH filtrée était traitée par le sulfocyanure de potassium. Le précipité recueilli et lavé avec soin était calciné à vase clos avec un léger excès de soufre pour $Cu^{2}S$. En opérant ces dosages par voie humide, j'ai recherché le plomb, le zinc et l'arsenic. Le minerai de Lescan m'a donné 0,40 pour 100 de plomb et des traces d'arsenic. Aussi le culot (A) avait besoin de raffinage. Le *Cruz-Gonzalves* tenait quelques millièmes d'arsenic et la plupart des autres en accusaient des proportions peu considérables.

Dosages pour cuivre et soufre d'un autre envoi.

Les minerais bruts de Huelva étant vendus en Angleterre pour cuivre et pour soufre, j'ai fait sur une série de six échantillons le dosage de ces deux corps. Voici les résultats :

N° 1.	Cuivre (p. 100).	3,96	Soufre.	47,46
N° 2.	—	3,92	—	47,25
N° 3.	—	4,02	—	46,90
N° 4.	—	3,85	—	47,05
N° 5.	—	3,95	—	46,80
N° 6.	—	3,92	—	46,90

Essais et analyses des minerais grillés, c'est-à-dire résidus de la fabrication de l'acide sulfurique anglais.

Les minerais pyriteux de Huelva ont été accueillis avec assez de faveur en Angleterre, où, à cause de leur forte teneur en soufre, on les a appliqués avantageusement à la fabrication de l'acide sulfurique.

On les grille dans des fours à cuve, où le soufre sert lui-

(1) Voyez à ce sujet les corrections indiquées déjà par M. Leplay dans son mémoire sur les fonderies galloises (*Ann. des Mines*, 4e série, t. XIII, p. 553.

même de combustible. Ces fours, dont la coupe verticale ci-jointe suffit à donner une idée, communiquent directement avec les chambres de plomb. Pour les mettre en roulement, on commence par les porter au rouge avec de la houille; on charge alors du minerai par petites portions, toutes les trois ou quatres heures, à peu près. On passe ainsi, par four et par vingt-quatre heures, d'une tonne et demie à deux tonnes de minerai brut, la combustion ayant lieu sur une hauteur de 12 à 15 centimètres environ.

J'ai examiné les produits fixes, c'est-à-dire les résidus de ce grillage appliqué aux minerais de Huelva, dans le but de savoir : 1° quelle proportion de soufre on peut retirer encore des résidus, et 2° surtout combien ils tiennent de sulfate de cuivre.

Porportion de soufre.

1° La proportion de soufre est fort variable; pourtant elle monte rarement au-dessus de 11 à 12 p. 100, et elle ne descend jamais au-dessous de 3 à 4 p. 100 (en moyenne 4 à 4,50 p. 100, y compris le soufre des sulfates).

Proportion de sulfate de cuivre.

2° La proportion de cuivre sulfatisé pendant le grillage doit varier suivant l'allure plus ou moins chaude du four et suivant la rapidité de l'opération : avec une opération suffisamment lente, il paraît possible d'augmenter beaucoup la sulfatisation du cuivre. Toutefois, ce que l'on peut conclure des analyses suivantes, c'est qu'en général il n'y a dans les résidus que 50 à 55 p. 100 du cuivre, à l'état de sulfate ou soluble dans l'eau, le reste étant à l'état d'oxide, *mais surtout de sulfure.*

Résultats d'analyse sur un envoi de 5 échantillons.

Numéros des échantillons	PARTIE SOLUBLE DANS L'EAU pour 100 de résidus.	CUIVRE			SOUFRE	
		à l'état soluble.	à l'état insoluble.	total.	à l'état de sulfate.	à l'état de sulfure.
1	*a*. Acide sulfurique. . . . . . . 5,37 *b*. Oxyde de cuivre. . . . . . . 2,33 *c*. Protoxyde et peroxyde de fer. 2,09	1,86	1,56	3,42	2,13	1,60
2	Acide sulfurique. 6,28	2,13	2,00	4,13	2,51	1,60
3	. . . .	3,50	0,19	3,69	2,09	2,09
4	. . . .	1,54	2,06	3,60	1,83	2,57
5	. . . .	1,53	1,46	2,99	1,83	2,20

Rendement par voie sèche. Mode d'essai.

D'après ces analyses, on voit que ces résidus sont composés presque exclusivement de peroxyde de fer et ne tiennent plus

assez de soufre, soit à l'état de sulfates, soit à l'état de sulfures, pour être directement soumis à une fonte pour matte.

Les essayeurs anglais mélangent une certaine proportion de soufre en fleur et les fondent pour régule (matte riche), à l'aide du même flux que pour les minerais crus. Ils éprouvent ainsi les mêmes difficultés, c'est-à-dire les percements de creusets et la perte de matte. Je n'ai rencontré aucun de ces inconvénients en procédant ainsi qu'il suit : 10, 15, 20 ou 25 grammes de résidus, mélangés à 1, 2 ou 3 grammes de soufre en fleur, étaient fondus avec addition de 20 ou 30 grammes de borax calciné ou fondu, sous une couverture de sel décrépité. J'obtenais ainsi un régule à 15, 20 ou 25 au plus pour 100 de cuivre, que je grillais à mort et fondais ensuite au flux noir pour cuivre brut. Quand le grillage était bien fait, le culot de cuivre était généralement assez malléable. Voici les résultats obtenus avec les cinq échantillons analysés plus haut :

N° 1. Cuivre p. 100, par voie sèche		....	3,00
N° 2.	—	—	4,00
N° 3.	—	—	3,40
N° 4.	—	—	3,40
N° 5.	—	—	2,20

Depuis longtemps déjà on songe à faire arriver les eaux des diverses sources du Furens dans la ville de Saint-Étienne. Ce projet a été étudié de nouveau dans ces derniers temps par MM. Graeff, ingénieur en chef des ponts et chaussées, et Conte-Granchamp, ingénieur ordinaire. Sur la demande de M. l'ingénieur en chef Graeff, j'ai examiné les eaux prises aux sources mêmes dont il s'agit. Soumises à l'ébullition, ces eaux ne se troublent pas. Seulement, lorsqu'elles sont suffisamment rapprochées, réduites, par exemple, d'un 1/2 litre à 1/6 de litre, elles abandonnent de légers flocons blanchâtres, sans doute un peu de matières organiques et de silice. Le résidu obtenu par l'évaporation est d'un blanc légèrement grisâtre, mais l'absence de toute matière noire ou brune dans ce résidu, même après qu'il a été légèrement calciné, prouve que la proportion de matière organique qui s'y trouve est très-faible. Un seul des résidus obtenus a laissé une petite bordure d'un brun jaunâtre sur les bords de la capsule d'évaporation. Le résidu d'évaporation repris, sans avoir été calciné, par de l'acide azotique n'a pas donné d'effervescence, pas plus que les eaux elles-mêmes, à quelque état de concentration qu'on les prît. Eaux du Furens.

Quatre demi-litres évaporés successivement à sec ont donné :

Le 1er, un résidu de.	0g,07
Le 2e, un résidu de.	0g,03
Le 3e, un résidu de.	0g,04
Le 4e, un residu de.	0g,07
Total.	0g,21

Ce résidu a été repris par l'eau acidulée, qui a laissé un autre résidu insoluble de 0gr,09800, composé à peu près exclusivement de silice. Quant aux parties solubles, elles se composaient de chlorures et sulfates alcalins et calciques dans les proportions suivantes :

Acide sulfurique.	0,02709	avec des traces de magnésie
Acide chlorhydrique.	0,01140	
Chaux.	0,02530	
Alcalis (par différence)	0,04821	

Un demi-litre de ces eaux a été soumis à la distillation pour recueillir l'air et l'acide carbonique contenus en dissolution dans l'eau ; par accident, le mesurage n'a pu être complété, mais il y avait un résidu gazeux très-notable.

En résumé, comme il était facile à prévoir, à la nature des terrains sur lesquels passent ces sources du Furens, les eaux qu'elles fourniraient à Saint-Étienne sont infiniment peu chargées en sels fixes et paraissent propres à tous les usages industriels ou domestiques.

Recherches sur le grillage des minerais de cuivre pyriteux.

Perfectionnements possibles de certaines méthodes de cémentation.

La méthode de cémentation des minerais de cuivre paraît avoir été imaginée d'abord pour le traitement des eaux chargées de sulfate de cuivre, qu'on retirait directement des mines. Exemples : Rammelsberg (Hartz); Schmollnitz (Hongrie), île d'Anglesey; Rio-Tinto (Espagne).

Plus récemment, on a appliqué avec plus de succès le procédé de cémentation à des minerais oxydés pauvres. Ainsi, à *Stadtberg* (Westphalie), des grès et schistes, tenant de 1 à 10 p. 100 de malachite, sont soumis à des vapeurs d'acide sulfurique; par le lavage, on obtient du sulfate de cuivre, qu'on traite par le fer pour en précipiter du cuivre de cément (1).

On a souvent proposé de traiter les minerais pyriteux pauvres par des procédés analogues. Ainsi, dans plusieurs contrées de l'Allemagne et notamment à Linz, on grille complétement les minerais pyriteux, et les résidus de grillage sont

(1) *Ann. des Mines*, 4e série, t. I, p. 477, *Traitement du cuivre par cémentation dans la Westphalie*, par M. Delesse.

soumis à l'action de vapeurs sulfuriques produites au moyen même de l'acide sulfureux obtenu dans le grillage de la matière brute comme à Sladtberg.

Dans d'autres contrées, en *Russie*, en *Italie* et en *Espagne*, on traite un peu différemment tantôt des pyrites de fer cuivreuses, tantôt des mattes cuivreuses provenant de la fusion de minerais de plomb et de cuivre. Ainsi, dans l'une des usines de l'empire russe on pulvérise des mattes plombo-cuivreuses, et les grillant sur la sôle d'un four à réverbère, on obtient un produit qui, lavé, abandonne la presque totalité de son cuivre à l'état soluble. En France, à Vizille, dans le département de l'Isère, on grille aussi des mattes en tas à plusieurs feux, et les produits du grillage sont lavés par les eaux, où l'on fait rendre les gaz du grillage. Cémentation des minerais et produits d'art sulfurés.

Enfin, en *Espagne* et en *Italie*, des pyrites de fer presque pures (de la nature de celles de la Huelva) sont grillées en tas; les résidus sont lavés à l'eau pure et les eaux sulfatisées traitées par le fer pour cuivre de cément. Cémentation des pyrites de fer cuivreuses.

Dans ces modes de traitement des minerais pyrito-cuivreux, où l'on a pour but d'utiliser directement le soufre de sulfures pour sulfatiser le cuivre, l'opération du grillage devient le point capital. J'ai entrepris quelques recherches sur les produits qu'il peut donner, suivant les circonstances dans lesquelles on l'effectue.

Par l'examen des résidus du grillage dans les fours anglais, nous avons vu précédemment qu'il n'y a guère plus de 50 à 55 p. 100 du cuivre contenu qui en sorte à l'état soluble. La cémentation, appliquée à ce mode de grillage, donnerait donc 45 à 50 p. 100 de perte. Grillage dans des fours anglais.

J'ai examiné plusieurs échantillons de minerais grillés en *tas*, par la méthode d'Agordo, épuisés par l'eau de leur sulfate de cuivre, et dont la teneur avant le grillage était de 2 à 2,60 p. 100. J'y ai retrouvé de 0,80 à 1,10 et même 1,50 à 1,70. Il semblerait, d'après cela, qu'on ne retire pas plus de 40 à 50 p. 100 ou même quelquefois moins d'une cémentation qui procède par le grillage en *tas*. Un fait d'expérience qui prouve qu'en effet il reste beaucoup de cuivre dans les résidus, c'est que mis en tas et exposés aux influences atmosphériques, ils donnent encore à la longue une proportion notable de sulfate. Cela montre aussi que c'est surtout à l'état de sulfure que le cuivre demeure dans les résidus. Grillage en tas, en fragments.

Essais de grillage au laboratoire.

J'ai moi-même, dans le laboratoire, cherché à réaliser les conditions d'un grillage en tas. Dans la cuve d'un fourneau de coupelle, préalablement chauffée au rouge, je chargeais des fragments de pyrites de Huelva ; ils s'enflammaient et continuaient à brûler pendant deux ou trois heures : je laissais d'ailleurs le feu s'éteindre de lui-même. En retirant alors les résidus, je remarquais que les fragments où la pyrite était mélangée de gangue quartzeuse en certaine abondance, étaient complétement grillés et paraissaient être du rouge d'Angleterre pur ; au contraire, ceux qui provenaient de pyrite plus compacte et plus pure offraient à la cassure un noyau enrichi de pyrite cuivreuse, l'enveloppe ferreuse formant toutefois la plus grande épaisseur. La formation de ces noyaux est un fait bien connu ; elle est utilisée comme moyen de concentration en *Suède* et à *Agordo*, en *Italie* ; la richesse en cuivre y est assez variable et peut s'élever à 40 ou 50 p. 100. Les contours de ces noyaux sont marqués par des lignes très-nettes (au moins dans les pyrites pures et compactes) d'un jaune qui rappelle la pyrite de cuivre pure : *extérieurement* à ces lignes, on voit l'oxyde de fer poreux retenant des proportions variables de fer et de cuivre ; *intérieurement*, de la pyrite ordinaire non altérée encore. Cette succession de zones suffit pour expliquer la formation de ces noyaux : par l'action de l'air à la surface extérieure du noyau les sulfures se grillent pour donner un mélange de sulfates et d'oxydes de fer ou de cuivre ; l'oxyde de cuivre réagit constamment sur le soufre des sulfures de l'intérieur, qui tend d'ailleurs, sous l'influence de la chaleur, à s'échapper de dedans en dehors ; le cuivre sulfuré, produit par cette réaction, au contact même de la masse intérieure des sulfures, se soude ou fond avec eux. L'enrichissement doit donc croître avec les progrès du grillage, mais toujours vers la surface de séparation des sulfures encore bruts et de la croûte d'oxyde déjà formée. Il est clair aussi que plus le grillage sera lent et plus la pyrite sera pure et compacte, de manière à ne pas se laisser pénétrer irrégulièrement par l'air, plus aussi ces noyaux riches se formeront aisément. Enfin les fragments, et surtout les plus gros, donneront plus de noyaux que les menus. L'expérience a, en effet, montré, en Suède et en Italie, que les fragments d'une certaine grosseur étaient ceux qui convenaient le mieux à ce grillage de concentration. D'après M. Durocher, on a constaté aussi, il y a déjà longtemps, que les plus petites veines de

gangue dans les pyrites cuivreuses de Falhun et autres mines semblables, arrêtent la production des noyaux. Quoiqu'il en soit des causes de cette concentration du cuivre dans les sulfures non atteints par le grillage, il résulte de ce qui précède que dans le grillage en tas, la plus grande partie du cuivre contenu dans le minerai brut peut rester ainsi à l'état de sulfure dans les résidus du grillage. Si l'on ne fait, comme en *Suède* et en *Italie*, le triage des parties grillées et des noyaux, on est donc exposé à ne retirer par dissolution qu'une proportion insignifiante de cuivre. La moyenne des minerais que je soumettais au grillage dans la cuve du four de coupelle tenait de 3,50 à 3,80 de cuivre : je n'en ai jamais retiré par dissolution, même à l'eau chaude, plus de 1,50 à 1,80 p. 100.

Au lieu de griller les pyrites brutes en fragments, je les ai réduites en poussière assez fines et je les ai soumises au grillage lent sous la moufle d'un four à réverbère. J'opérais *sur* 5, 10 *ou* 15 *grammes*. Le grillage était conduit très-lentement, avec des brassages fréquents, à une température qui ne dépassait jamais le rouge sombre ou le rouge naissant : le minerai était presque toujours maintenu sur le devant de la moufle. Grillage de minerais pulvérisés.

Des minerais de *Huelva*, de *Rio-Tinto*, etc., dont la teneur variait entre 3 et 4 p. 100, grillés de cette manière, lavés à l'eau chaude, m'ont donné des résidus qui ne tenaient plus que 0,50 à 1 p. 100 de cuivre, c'est-à-dire que, par un grillage ainsi conduit, on retirerait donc des 3/4 aux 4/5 du cuivre contenu.

Ces résultats sont assez d'accord avec ceux constatés en grand dans le traitement des mattes bocardées par *grillage* et *dissolution* (fonderie de *Smjeffskyschen* (Russie). Au reste, ce qui a été dit précédemment de la cause des pertes occasionnées par le grillage des fragments en tas, montre clairement en quoi le grillage des pyrites bocardées sur la sole d'un four à réverbère est supérieur au premier. Outre la perfection beaucoup plus grande qu'on peut y obtenir dans l'oxydation, le réverbère laisse encore à l'ouvrier le très-grand avantage de pouvoir y régler la chaleur comme il convient à la conservation du sulfate du cuivre formé.

D'un autre côté, on est encore moins étonné de ces résultats, si l'on se rappelle ceux que l'on obtient aujourd'hui par l'application courante du procédé Ziervogel, au traitement des mattes cuivreuses du Mansfeld pour argent. Si, avec une matte relati-

vement pauvre en soufre, on parvient par le grillage à une sulfatisation parfaite de l'argent, on peut légitimement espérer, avec un minerai presque exclusivement composé de pyrite de fer et de pyrite ou de sulfure de cuivre, la sulfatisation à peu près complète de ce dernier métal, en se plaçant toutefois dans les mêmes conditions d'exécution du grillage, c'est-à-dire en broyant le minerai et en conduisant le grillage avec précaution. La seule différence sera dans la température plus basse qu'il faut conserver à la fin de l'opération, pour ne pas décomposer le sulfate de cuivre. Il y a plus, le minerai brut dont le cuivre par le grillage ou la calcination en tas ou en fours anglais, se transforme en sulfate et sulfure ou noyau enrichi, devient par là aussi très-facile à pulvériser. Une fois pulvérisé ou moulu, si l'on achève son grillage à basse température, on produit encore sa sulfatisation à peu près complète. Ainsi des résidus, comme les n°s 1, 2, 3, 4, 5, essayés plus haut, provenant des fours à cuve anglais et dont la teneur en cuivre varie entre 3 et 4 p. 100, étant grillés en poussière sous la moufle et épuisés par l'eau chaude, ont laissé en cuivre soluble : 1, 1.20, 1,10 p. 100, soit environ 25 à 28 p. 100.

Mais la sulfatisation de ces résidus est beaucoup plus facile encore, si, après les avoir pulvérisés, on les mélange avec une certaine proportion de menu cru : ainsi le n° 2, regrillé avec addition de 50 p. 100 de pyrite de fer pure, ne contenant pas trace de cuivre, a donné 3,19 p. 100 de cuivre à l'*état soluble* sur 4,13 qu'il tient en tout; soit donc une perte de 0,94 sur 4,13 ou 22 à 23 p. 100.

Grillage de produits cuivreux oxydés, en mélange avec des pyrites de fer pures exemptes de cuivre.

Voulant apprécier l'effet de la sulfatisation produit par la pyrite de fer sur le cuivre qui pourrait être à l'état d'oxyde dans des minerais grillés à une température un peu élevée, j'ai fait les deux essais suivants :

1° 5 *grammes du n°* 2 ont été grillés à mort, et par une prise d'essai je me suis assuré qu'il n'y avait plus de cuivre à l'état soluble. Le produit ainsi obtenu a été mélangé avec 5 grammes de pyrite de fer exempte de cuivre : le mélange, grillé à basse température, a été lavé à l'eau chaude, et sur les 4,13 p. 100 de cuivre contenu dans le résidu brut, les eaux de lavage tenaient 3,19 p. 100, soit un rendement de 77 à 78 p. 100 de cuivre contenu.

2° 0g,20 d'oxyde de cuivre pur ont été mélangés avec 2g,50 de pyrites de fer pures; après grillage et lavage à l'eau, le ré-

sidu ne tenait que 0,04 d'oxyde de cuivre ; soit un rendement de 80 p. 100 et une perte de 20 p. 100 sur la teneur.

Ainsi, si dans le minerai préalablement calciné et grillé, soit en *tas*, soit en *fours anglais*, le cuivre, au lieu d'être surtout à l'état de sulfate et de sulfure, comme ce paraît être le cas général, se trouvait encore à l'état d'oxyde par l'effet de coups de feu à certains moments du grillage préalable, en mélangeant le résidu de cette première opération avec une certaine quantité de pyrites brutes, et le soumettant à une seconde manipulation comme il a été dit plus haut, on parviendrait encore à le sulfatiser presque en entier.

Acide sulfurique, produit pendant le grillage des matières pyriteuses.

Dans tous les grillages des essais précédents, j'ai pu me convaincre qu'il se produit, non pas seulement de l'acide sulfureux, mais encore une très-forte proportion d'acide sulfurique. Au reste, ce fait a été déjà signalé par divers auteurs et notamment par M. Leplay, dans son *Étude de la méthode galloise*. Il résulte de là que les gaz chauds du grillage des minerais pyriteux sont éminemment propres à produire la sulfatisation de minerais grillés, et ce, sans qu'il soit besoin, comme on le faisait à *Stadtberg* et à *Linz*, d'introduire du salpêtre dans les fours de grillage. J'ai fait d'ailleurs une expérience qui prouve qu'en présence des oxydes de fer et de cuivre, l'acide sulfureux humide prend l'oxygène de l'air et forme de l'acide sulfurique. Ainsi, un courant d'acide sulfureux débarrassé de l'acide sulfurique, arrivant, en présence de l'air, dans un tube contenant un mélange d'oxyde de cuivre et de peroxyde de fer, a sulfatisé une partie notable de l'oxyde de cuivre ; par suite d'un accident, il n'a pas été possible de mesurer cette sulfatisation ; c'est une expérience à reprendre.

Grillage de scories de cuivre, mélangées à des pyrites de fer pures.

J'ai entrepris une autre série de recherches sur les effets de sulfatisation que peuvent produire les pyrites sur des scories provenant de traitement des minerais de cuivre. Je n'ai encore fait que quelques grillages ; mais toutes les scories que j'ai essayées, quelque pauvres qu'elles soient en cuivre, mélangées avec des proportions de 25, 30 ou 50 p. 100 de pyrites de fer pures et soumises à un grillage lent, abandonnent une notable proportion de cuivre à l'état de sulfate. Il me reste à faire des dosages pour juger de l'importance de cette sulfatisation.

Conclusion.

De ce qui précède on peut conclure :

1° Il paraît possible de sulfatiser à peu près complétement le cuivre contenu pour 1, 2, 3 ou 4 p. 100 dans les pyrites de

fer massives, compactes comme celles de Rio-Tinto, Huelva, Agordo.

2° Au grillage en tas ou en fours anglais, il serait préférable de substituer le grillage au réverbère, comme il est pratiqué au Mansfeld ou en Russie, pour le traitement des mattes cuivreuses. Il y aurait peut-être moyen de disposer l'appareil de manière à utiliser le minerai même comme combustible, ainsi que dans les grillages en tas ou en fours.

3° Pour de pareils minerais, lorsqu'ils sont en fragments, il pourrait être avantageux de faire un grillage préalable dans un four à cuve comme les fours anglais. On pourrait en retirer par triage des noyaux riches et une poussière que l'on grillerait complétement en la mélangeant avec du menu brut et en disposant l'appareil de manière à utiliser, pour la sulfatisation complète du cuivre, les gaz sulfureux et sulfurique du grillage.

2° Travaux de M. Desbief, répétiteur de chimie.

Schistes bitumineux des environs d'Autun (Saône-et-Loire).

(Envoi de M. de Boissoudy, directeur du Grand-Moloy).

N° 1. Concession d'Igornay :

Eau	6,45	très-ammoniacale.
Goudron	11,25	
Gaz	4,65	
Résidu de la distillation	77,65	
	100,00	

Un mètre cube de ce schiste a rendu, à la distillation en grand :

30 litres d'huile à 8°,
Et 30 litres d'eau ammoniacale.

N° 2. Concession de Saint-Léger-du-Bois :

Eau	6,85
Goudron	8,05
Gaz	3,85
Résidu	81,25
	100,00

Un mètre cube de ce schiste a rendu, à la distillation en grand :

30 litres d'huile.
20 litres d'eau ammoniacale.

N° 2 *bis*. Concession de Saint-Léger-du-Bois :

Eau	6,60
Goudron	15,50
Gaz	5,40
Résidu	72,50
	100,00

Le volume du gaz, sur 100 grammes de schiste, a été de 6l,75, ce qui lui donnerait pour densité 0,63.

Un mètre cube de ce schiste a rendu, à la distillation en grand :

35 litres d'huile.
20 litres d'eau ammoniacale.

N° 3. Concession de Dracy-Saint-Loup (Cardesse) :

Eau	6,44
Goudron	12,54
Gaz	5,68
Résidu	75,34
	100,00

100 grammes de schiste ont donné 9 litres de gaz ; sa densité serait donc de 0,512.

La distillation en grand a donné 85 p. 100 de résidu.

Essais de divers agglomérés Fulgor, *de Givors*.

Voici quel est le procédé d'agglomération : la houille menue à agglomérer est mélangée à froid avec 10 p. 100 de goudron des usines à gaz, non concentré ; ce mélange est façonné en pains sous une forte presse, et étuvé pendant vingt-quatre heures jusqu'à une température de 280°, qui chasse une partie de l'eau, des gaz et des huiles plus ou moins légères.

1° Aggloméré de menu de Grangette (puits Montmartre) :

Coke. . . 70 p. 100 ou 30 p. 100 de matières volatiles.

2° Aggloméré de menu de la Barallière.

Le menu non aggloméré donne 22 p. 100 de matières volatiles, et l'aggloméré 24 p. 100 à cause du bitume laissé par le goudron.

3° Mélange de 2/3 charbon gras de la Barallière et 1/3 charbon maigre de la Calaminière (couche de la Vaure), contient 15 p. 100 de matières volatiles :

Bitume	4,63
Eau ammoniacale	0,82
Gaz	9,55

Il est très-sec et se colle à peine à la calcination. Les agglomérés produits avec ce mélange donnent 22 p. 100 de matières volatiles.

4° L'aggloméré, produit avec du Calaminière seul a donné 18,50 p. 100 de matières volatiles, tandis que le charbon employé en contient, comme nous l'avons vu, 15 p. 100.

5° Aggloméré composé de : 1/3 charbon gras de la Barallière, 2/3 anthracite de la Mure (Isère).

L'anthracite de la Mure m'a donné à la calcination 6,50 p. 100 de matières volatiles. L'aggloméré fait avec ce mélange contient 12 p. 100 de matières volatiles.

6° Aggloméré d'anthracite de la Mure seul. Cet aggloméré contient 9 p. 100 de matières volatiles.

7° Agglomérés faits avec du charbon du Cros. Ces agglomérés ont donné à la distillation :

Eau	1,50	
Gaz	10,85	
Goudron	12,65	
Coke	75,00	60 charbon. 15 cendres.
	100,00	

8° Aggloméré composé de : 1/2 charbon de la Barallière, 1/2 charbon maigre de la Calaminière :

Matières volatiles	23,20	
Coke	76,80	60,67 charbon. 16,13 cendres.
	100,00	

9° Aggloméré de menu de la Barallière :

Matières volatiles	22,90	
Coke	77,10	59,75 charbon. 17,35 cendres.
	100,00	

Schistes charbonneux de Vienne* (Isère) *du terrain de transition inférieur.

On avait fait des fouilles pour charbon de terre.

Eau et matières volatiles	4,00
Carbone	4,25
Cendres	91,75
	100,00

Minerais de fer en grains de l'Indre et du Cher.
(Envoi de la compagnie de Vierzon).

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
u.	14	12,50	11,50	11,50	10,00	12,50	12,00	7,00	12,50	7,00	12,00	7,50
roxyde de fer	56	61,00	53,50	60,85	57,15	52,85	52,85	47,85	60,00	38,50	65,00	23,00
Alumine dis-ute dans ClH.	10	10,00	12,90	8,65	9,85	8,15	12,15	6,15	10,00	7,50	8,00	5,50
gile.	20	16,50	22,00	17,00	23,00	26,50	23,00	39,00	17,50	47,00	15,00	64,00
	100	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
nte à l'essai.	»	43,20	37,50	44,00	40,00	37,00	37,00	33,50	42,00	27,00	45,50	»

Les culots de fonte sont tous sulfureux; les scories sont bulluses. La présence du soufre provient d'une petite quantité de sulfate de chaux contenu dans la gangue.

J'ai recherché dans les n°ˢ 1, 6 et 7 le soufre à l'état de pyrite, le phosphore et l'arsenic, et je n'en ai pas trouvé de traces.

N° 1. Minerai de Cartivan, commune de Saint-Clout (Indre).
N° 2. Minerai d'Argenton, commune d'Argenton (Indre).
N° 3. Minerai d'Argenton, commune d'Argenton (Indre).
N° 4. Minerai d'Argenton, commune d'Argenton (Indre).
N° 5. Minerai de Rozets, commune d'Argenton (Indre).
N° 6. Minerai d'Argenton, commune d'Argenton (Indre).
N° 7. Minerai de Rozets, commune d'Argenton (Indre).
N° 8. Minerai de la Lande, commune de Luçay-le-Mâle (Indre).
N° 9. Minerai de Nérondes, commune de Nerondes (Cher).
N° 10. Minerai de Nérondes, commune de Nérondes (Cher).
N° 11. Minerai de Jaudan, commune de Jeu-les-Bois (Indre).
N° 12. Minerai d'Argenton, commune d'Argenton (Indre).

Eaux potables des casernes de Montbrison,
(remises par M. le général commandant la subdivision).

1 litre d'eau contient,	N° 1. Eau de la pompe du logement des officiers.	N° 2. Eau de la pompe de la manutention.	N° 3. Eau de la pompe de l'infirmerie.
	gr.	gr.	gr.
Sulfate de soude.	0,078	0,063	0,037
Chlorure de sodium. . . .	0,120	0,036	0,049
Carbonate de soude. . . .	0,002	0,021	0,074
Carbonate de chaux.	0,240	0,261	0,160
Résidu de l'évaporation. .	0,440	0,380	0,320

Ces eaux contiennent aussi de l'acide carbonique en disso-

lution, qui n'a pas été dosé. Elles se troublent par l'ébullition en laissant déposer du carbonate de chaux.

A part cette quantité de carbonate de chaux, qui peut être nuisible à la bonne cuisson de certains aliments, ces eaux peuvent être considérées comme parfaitement potables.

ÉTUDE

SUR LES RICHESSES MINÉRALES DU DISTRICT DE LA SEO D'URGEL (CATALOGNE).

Par M. NOBLEMAIRE, ingénieur des mines.

Plusieurs recherches ont été entreprises dans ces derniers temps, tant en Espagne qu'en France, pour trouver le prolongement du bassin houiller de San Juan de las Abadesas. Pour ces travaux, que l'allure si régulière en général de toutes les formations sur le revers méridional des Pyrénées rendait naturels, une formation très-caractéristique de grès rouge recouvrant à San Juan le terrain houiller est un horizon précieux. Aussi, près de son prolongement, se sont faites, il y a quelques années, les recherches de Camprodon et Rocabruna (Espagne), et se font aujourd'hui celles de la Manère et de Coustouge (France). Introduction.

Ces grès rouges se montrent en un très-grand nombre de points en France et en Espagne; leur voisinage de la houille à San Juan les a fait prendre souvent pour des grès houillers; il y a donc une importance extrême pour les explorations futures à connaître l'âge exact de cette formation, déduit de ses relations avec les formations inférieures et supérieures.

Les premiers éléments de ce travail m'ont été fournis par l'étude du terrain houiller de San Juan, suffisamment connu par les travaux des ingénieurs au corps royal des mines d'Espagne, pour que je ne m'en occupe pas ici : j'ai été conduit ensuite par les nécessités de mon service à étudier les terrains de Coustouge et la Manère, et par suite tous les points où des grès rouges analogues pou-

vaient être remarqués. La nature des cailloux roulés par les torrents qui descendent de la montagne de Cadix (Espagne) ne me laissaient aucun doute sur l'identité de ces montagnes avec celles de San Juan; c'est en effet au pied de cette chaîne que se trouve, auprès de la Séo d'Urgel, une bande de terrain houiller dont je crois être le premier à signaler l'existence.

Objet du mémoire.

L'objet de ce mémoire est de montrer que le terrain houiller forme, aux environs d'Urgel, une bande étroite s'enfonçant sous les terrains récents de grès rouge, et de prouver que ces grès rouges, dont la stratification comme celle des formations supérieures concorde parfaitement en ce point avec celle du terrain houiller, en sont complétement indépendants et doivent être rapportés au terrain crétacé, de prémunir, par conséquent, les explorations contre les hasards d'une entreprise trop hâtive, basée sur des caractères géologiques tirés de la seule présence de ces grès rouges.

Description des terrains.

Lorsqu'on descend le cours du Sègre, de Puycerda à Lérida, on traverse cinq étages géologiques : les terrains primitifs, les terrains de transition, le terrain houiller, le terrain crétacé et le terrain nummulitique. Je les étudierai successivement, en négligeant le terrain tertiaire à lignite de la Cerdagne, trop connu pour que je veuille m'y arrêter ici.

Granite.

Le granite au milieu duquel se trouve en France l'étang de Carlitte, source du Sègre, et que l'on retrouve en Espagne sur les bords de cette rivière, du Martinet au pont du Bar (voir la carte annexée), est formé de quartz et feldspath blancs et de mica noir; il est identique à celui qui forme le massif du Canigou; par suite de la décomposition du feldspath, il se désagrége assez facilement pour que les pentes des montagnes des environs du Martinet soient recouvertes

d'une épaisse arène feldspathique. Il est divisé par des plans de rupture, assez réguliers au pied du village d'Aristôt pour lui donner l'aspect d'une masse bien stratifiée. Ces fissures ont en d'autres points, au Martinet, par exemple, une importance toute spéciale à cause des minerais de cuivre qui sont venus les remplir et former de véritables filons.

Minerais métalliques.

Ces filons sont surtout visibles dans le ravin de la Llosa, qui débouche au Martinet dans le Sègre ; leur direction générale est N. 20° à 30° O. ; ils sont à peu près verticaux, ou du moins plongent fortement vers l'est. L'un d'eux a été particulièrement exploré à la mine d'Ambret, à 5 kilomètres du Martinet, par un puits de 15 mètres environ et une galerie horizontale : il est formé de cuivre pyriteux à gangue exclusivement quartzeuse, d'une épaisseur moyenne de $0^m,30$, et séparé en deux veines par un bloc considérable de granite interposé au milieu. Ce filon, ainsi reconnu au bas de la vallée, se retrouve et a été faiblement exploré au sommet de la montagne; on n'y retrouve guère que du cuivre carbonaté vert. Les mêmes caractères s'observent un peu plus bas, dans le lit même de la Llosa et dans un de ses affluents de la rive gauche, à 1 kilomètre à peine de la mine d'Ambret, quelques travaux y ont été faits autrefois.

De ces granites, au voisinage de leur ligne de contact avec les terrains de transition, sourdent des sources sulfureuses assez importantes, utilisées dans l'établissement thermal de Saint-Vincent, situé sur la rive droite du Sègre, à 1 kilomètre environ en avant du pont d'Arsaguel.

Terrains de transition.

Les terrains de transition contiennent deux étages nettement séparés : l'étage inférieur est calcaire, et l'étage supérieur schisteux; de tous côtés, sauf au nord

du Martinet, on voit le granite s'enfoncer sous le calcaire de transition. La partie inférieure de cet étage constitue la haute montagne sur laquelle est bâti le village de Montella : c'est un calcaire gris jaunâtre compacte, sans stratification apparente, formant entre Montella et Bastanis d'immenses escarpements dont on doit attribuer l'origine à l'éruption d'une sorte de protogyne porphyroïde : cette roche éruptive forme sur la crête même de la montagne et dans les schistes supérieurs au calcaire, près du village de Bastanis, des buttes nombreuses facilement décomposables en une argile verte et violacée assez plastique.

Calcaire.

En d'autres points, les couches de calcaire en contact immédiat avec le granite ont été transformées en marbre gris et blanc veiné de rouge, qui donnerait de belles qualités pour l'ornementation ; on les trouve sur les bords du Sègre, depuis le confluent du ruisseau de Villech jusqu'à Aristôt ; les montagnes qui entourent l'auberge de l'Oustalnau en sont entièrement composées, la stratification y est parfois très-distincte.

Elle est surtout manifeste dans la partie supérieure de cette formation calcaire que l'on trouve sur la route de la Séo d'Urgel, sur les deux rives du Sègre, du pont d'Arsaguel à Alas. La masse calcaire est formée d'une suite de couches minces dépassant rarement l'épaisseur de 1 mètre, et offrant tous les exemples possibles de plissement et de renversement : ces accidents affectent très-régulièrement toutes les couches, aucune faille n'est visible, aucune cavité ne s'est formée par la séparation de deux assises juxtaposées, la formation tout entière s'est infléchie.

Les fossiles sont très-rares sur tout ce parcours, cependant à l'est d'Alas on trouve, dans cet étage supérieur, une couche pour ainsi dire pétrie d'orthocères

dans un très-bon état de conservation, ce qui permet de rapporter ces calcaires à l'étage silurien supérieur.

Schistes.

Les schistes de transition ne donnent pas lieu à tant de remarques; ils passent du vert au gris-bleu et au violet; la régularité générale de leur stratification, l'absence de contournements aussi brusques que ceux que je viens de signaler dans les calcaires permettent d'en extraire des ardoises très-communes employées dans le pays : c'est surtout dans le ravin de Bastanis, entre Villech et Bastanis, et plus loin dans le ravin de Ségars, au contact du terrain houiller que la disposition à la schistosité est la plus remarquable. Ces couches sont dirigées moyennement de l'est à l'ouest; leur direction varie de l'O. 10° N. dans la vallée de Segars, à O. 20° S. dans celle de Bastanis.

Minerais métalliques.

Les minerais métalliques se trouvent aussi dans les terrains de transition et dans différentes positions; dans les escarpements calcaires qui dominent Bastanis, au contact ou au voisinage des éruptions talqueuses que j'ai signalées, se trouvent dans des cavités calcaires des mouches parfois considérables de pyrite de cuivre, mais sans continuité. En outre, le système de fentes, dirigé N. 20° à 30° O., des granites, se retrouve dans le terrain de transition, de sorte qu'on ne peut y voir seulement l'effet du retrait de la masse granitique passant de l'état pâteux à l'état solide; il faut l'attribuer à une cause plus générale.

Dans les schistes on trouve de véritables filons ayant cette direction : le plus important se trouve dans le ravin de Bastanis, à une demi-heure de Billech, et a donné lieu à une concession récente. Sa direction est N. 20° O.; son inclinaison, parallèle à celle de la montagne, 50° à 60° E. : le minerai se compose de pyrite

de cuivre et hydroxyde de fer à gangue de chaux carbonatée blanche.

A l'affleurement le filon se perd en une suite de veinules irrégulières qui vont se réunir plus bas; et dans le puits actuel, qui a environ 15 mètres de profondeur, le filon se montre avec une épaisseur moyenne de $0^m,10$ à $0^m,15$, séparé de la roche encaissante par une salbande d'argile ferrugineuse; les mêmes caractères s'observent dans les galeries d'allongement.

Enfin, dans les calcaires de transition, à Toloriu, on voit une série de fentes fort irrégulières, du reste, mais dont la direction générale paraît être N. 15° O.; elles sont remplies par place de cuivre pyriteux et cuivre sulfureux formant de magnifiques minerais. Ils s'accusent à la surface par une crête de baryte sulfatée; mais à l'intérieur ce n'est que par place que l'on trouve le minerai. Les recherches qu'on y a faites jusqu'ici sont trop superficielles pour qu'on puisse encore rien préjuger sur la valeur de ces gisements.

Ces schistes de transition sont en général recouverts par le terrain crétacé représenté par l'épaisse formation de grès rouges de la montagne de Cadix. Sur plusieurs points cependant, et en particulier dans les environs de la Séo d'Urgel, ils supportent le terrain houiller dont l'étude va nous occuper spécialement.

Terrain houiller. Cette étude est assez facilitée par suite de la disposition des montagnes du pays. La chaîne dominante est la montagne de Cadix, dont les escarpements, qui présentent l'aspect d'une immense muraille crénelée, limitent le vaste panorama qu'on a sous les yeux depuis le col de la Perche. Cette chaîne se relie d'une manière continue au massif du Canigou, et affecte sa direction E. 20° N. à O. 20° S.; ce soulèvement a bien imprimé sa direction aux deux vallées du Ségre et de la Tet, de

Puycerda à Urgel et de Montlouis à Prades ; mais il n'a pu l'imprimer aux couches des terrains houiller et crétacé que le soulèvement des Pyrénées avait déjà dirigées E. 18° S. ; toutes ces formations ont pris alors la direction moyenne E. O., qui s'observe partout avec la plus grande netteté.

De nombreux ruisseaux, coupant perpendiculairement toutes ces couches, descendent de la montagne de Cadix dans le Sègre. Leurs cailloux roulés sont en majeure partie formés de grès rouges à noyaux de quartz blanc tout à fait identiques à ceux que j'avais observés à San Juan et suivis en France à la Manère. J'étais donc conduit naturellement à observer ces grès rouges en place, pour voir si comme à San Juan ils reposaient sur le terrain houiller, ou si comme à la Manère ils reposaient sur le terrain de transition. La disposition des vallées facilitait singulièrement ces observations; en les remontant successivement on peut déterminer très-exactement les limites de chaque formation.

Dans les ravins de Billech et d'Ansovell, les grès rouges crétacés reposent directement sur les schistes de transition; dans tous ceux, au contraire, qui débouchent dans la plaine d'Urgel, on trouve à la séparation le terrain houiller et la houille, spécialement dans les trois vallées de Ségars, Bastida et Navines, où quelques travaux insignifiants ont été aussitôt abandonnés qu'entrepris.

Quand on remonte le ravin de Ségars, à partir de la Séo d'Urgel, on chemine sur les schistes argileux de transition dirigés O. 10° N., et plongeant fortement vers le sud. Ils cessent en un point situé à peu près à égale distance de la chapelle de Ségars et de la métairie Llarol, et sont recouverts par une bande houillère d'en- **Ravin de Ségars.**

viron 50 mètres de puissance parfaitement dénudée au fond du ravin, et très-visible sur les deux flancs de la vallée jusqu'aux crêtes qui la séparent de celles de Bastida et de Navines.

A la base de la formation, sur la rive droite du ravin, on peut constater la présence d'une petite masse porphyrique se décomposant facilement à la surface en une argile verdâtre et violacée; cette masse se termine dans le lit même du torrent par une veinule intercalée entre les schistes de transition et la première couche de grès houiller. Les grès de la partie inférieure, de couleur en général grise et parfois rougeâtre, ont tous les caractères du grès houiller le mieux défini; ils sont formés de grains de quartz blanc dépassant rarement la grosseur d'une noisette, et de fragments des schistes inférieurs verdâtres et satinés. Au milieu à peu près de leur épaisseur se trouve une couche de houille séparée du grès par une couche mince de schiste argileux noir pétri d'empreintes de plantes très-caractéristiques du terrain houiller (calamites, nevropteris, sphenopteris).

La houille recueillie en différents points a des aspects très-variables : au fond du ravin elle est brillante, quoique empâtée de schistes noirs, assez fragile, à cassure pseudo-régulière; sur la rive droite du ruisseau, en suivant l'affleurement sur la montagne, on en trouve une curieuse variété, extrêmement compacte, sillonnée dans tous les sens de veinules ocreuses provenant sans doute de la décomposition de la pyrite de fer. La composition de deux variétés que j'ai analysées était la suivante :

Matières gazeuses.	9,75	8,75
Charbon fixe.	67,65	85,78
Cendres.	22,60	5,47
	100,00	100,00

ou abstraction faite des cendres pour le deuxième échantillon choisi à dessein plus pur que le premier.

Matières volatiles	9,26
Charbon	90,74
	100,00

Les cendres ferrugineuses étaient formées de :

Argile ferrugineuse	40,00
Quartz	60,00
	100,00

Cette houille, jetée sur un feu ardent, brûle très-bien, sans odeur, sans fumée, presque sans flamme et sans aucunement se boursoufler. Les échantillons analysés ont laissé un résidu de charbon fixe pulvérulent et brillant comme la houille ; par aucun procédé je n'ai pu leur donner d'agglomération. Ces houilles sont donc des houilles sèches, voisines de l'anthracite par leur composition, mais ayant sur celui-ci l'avantage de ne pas décrépiter au feu.

Au-dessus de la houille se trouve une série de petites couches de grès composés des mêmes éléments mais beaucoup plus fins, à ciment ferrugineux, d'une couleur généralement jaune sale. Ils plongent sous des grès grisâtres facilement décomposables qui font déjà partie des grès crétacés ; la séparation des deux terrains est bien marquée par la couleur et l'aspect des roches. Les grès houillers se délitent uniformément, les grès rouges crétacés, au contraire, composés de couches d'inégale dureté forment une suite de couches saillantes qui se traduisent dans le ravin par une suite de cascades et rendent très-difficile le parcours de ces lieux : la première de ces cascades marque la séparation des deux terrains houiller et crétacé.

Dans la vallée de Bastida on observe les mêmes phé- Vallée de Bastida.

nomènes; après avoir traversé les schistes de transition dont les éboulements et les glissements partiels encombrent souvent le lit du torrent, on arrive, à quatre kilomètres environ en amont du village, à un point où la vallée se divise en deux également importantes; à quelques pas, les grès rouges montrent leurs crêtes saillantes, et l'on est au milieu d'une masse de grès jaunâtres à grains de quarz, de schiste et d'une sorte de grauwacke schisteuse assez abondante dans les vallées de Serch et de Bastida. Les grès renferment, surtout sur la rive droite du torrent, plusieurs affleurements noirs de schistes pétris d'empreintes houillères; ils se distinguent nettement par là des nombreux filons de graphite accompagné de quartz que l'on rencontre dans les schistes inférieurs, surtout en un point de la vallée parallèle d'Ortedo, désigné sous le nom de Terras negras, à 2 kilomètres en amont d'Ortedo. Ces graphites en se désagrégeant donnent une boue très-grasse dont on se sert à Urgel pour noircir les murs. Comme les grès rouges supérieurs, ces schistes bitumineux sont dirigés E.-O. et plongent de 30° vers le sud. Tous sont accompagnés de veinules de houille atteignant à la base une épaisseur de $0^{m},15$ à $0^{m},20$.

La houille est brillante, mais feuilletée et se délitant aisément; mise sur un feu bien allumé, elle brûle avec un peu plus de flamme que celle de Segars, mais aussi sans se boursoufler. Je n'ai pu non plus parvenir à l'agglomérer: le résidu de la calcination en vase clos était tout à fait pulvérulent. Trois échantillons différents analysés ont été trouvés composés de la manière suivante :

Matières volatiles. .	7,67	9,67	9,00
Carbone fixe.	72,00	57,53	60,00
Cendres.	20,33	32,80	31,00
	100,00	100,00	100,00

ou abstraction faite des cendres :

Matières volatiles. .	8,38	14,39	13,05
Charbon.	91,62	85,61	86,95
	100,00	100,00	100,00

Ces cendres légèrement colorées en jaune sont composées de

Grès ferrugineux	77,00
Argile ferrugineuse.	23,00
	100,00

Dans le ravin de Navines, le terrain houiller composé exclusivement de grès jaune sale à grains fins paraît occuper une épaisseur beaucoup plus grande. Cela tient à ce qu'il forme le plateau où le ravin prend naissance, on n'a plus alors le moyen de reconnaître d'une manière aussi précise que dans les vallées voisines profondément corrodées la séparation des terrains houiller et crétacé. En tout cas, la houille et les schistes qui l'accompagnent se trouvent toujours à la base du terrain houiller. Elle affleure au lieu dit Terras negras, à 2 kilomètres du village, et dans le petit ravin qui de là se rend dans la vallée principale. On n'y trouve que des traces de houille ayant les mêmes caractères que les précédentes empâtées dans une grande épaisseur de schistes bitumineux. Vallée de Navines.

Il n'existe pas de carte suffisamment détaillée de cette région pour pouvoir servir à un tracé géologique très-exact; la *fig.* 1, Pl. I, pourra donner une idée très-approximative des lieux et permettre de suivre les développements précédents.

En résumé, sur une longueur de plusieurs kilomètres, l'existence du terrain houiller et de la houille est bien constatée : plusieurs couches, la plupart minces

et inexploitables, ont été reconnues, et il est très-supposable que leur puissance augmentera en profondeur. Quant à la qualité il ne faut pas trop se baser, pour en juger, sur les analyses d'échantillons pris aux affleurements et dont la qualité a été altérée par l'action des agents atmosphériques ; il est fort admissible qu'en profondeur la houille soit moins sèche. Pour ces questions, du reste, on ne peut que faire des hypothèses, il est nécessaire que des travaux souterrains viennent les résoudre.

Terrain crétacé. Au-dessus de l'étage houiller se trouve une très-puissante formation de grès rouge, dont j'ai souvent parlé, et dont l'étude offre un très-grand intérêt. Elle occupe de grands espaces dans la partie orientale de la chaîne des Pyrénées et repose, toujours à stratification concordante sur les terrains anciens ou sur le terrain houiller quand il existe. Ce grès appartient-il au terrain houiller ou à un terrain plus récent ? Telle est la question qui intéresse au plus haut degré les explorations dirigées dans le but de chercher en Espagne ou en France le prolongement du bassin de San Juan de las Abadesas.

Cette question a été extrêmement controversée. M. Max Braun, directeur de la société belge de la Vieille-Montagne, le considère comme du grès bigarré ou du grès rouge (terrain permien) ; M. Paillette, qui a étudié spécialement le bassin de San Juan, comme crétacés, et M. Noguès, professeur à l'école de Sorèze, dans un travail récent sur le bassin houiller de Tuchan, comme houillers.

Cette divergence d'opinions ne doit point étonner. On n'a pour classer les terrains que deux sortes de caractères, stratigraphiques et paléontologiques. Ces derniers n'ont servi à personne, aucun fossile n'ayant ja-

mais été signalé dans cette formation ; plus heureux, j'ai pu y découvrir à Coustouge (Pyrénées-Orientales) des fossiles manifestement crétacés. Il ne restait donc aux observateurs qui m'ont précédé que les caractères stratigraphiques. Or pour quiconque a étudié la géologie des Pyrénées, il est évident que ces caractères n'ont presque jamais de valeur ; les couches sont tellement tourmentées, les plissements affectent si uniformément toutes les formations, que ce n'est guère qu'au contact immédiat de deux terrains, qu'une discordance de stratification peut avoir une signification précise. En ce point même, ce n'est que très-rarement qu'on peut en observer, et en Espagne en particulier les quatre terrains de transition, houiller, crétacé et nummulitique que l'on suit avec la plus grande netteté, en descendant le cours du Sègre de la Seo d'Urgel au Coll de Nargo, sont en parfaite concordance de stratification, comme direction et comme inclinaison générale.

Je décrirai d'abord les caractères de cette formation aux différents points où je l'ai reconnue : Urgel et San Juan (Espagne), la Manère, Coustouge et Amélie-les-Bains (France) avant de tirer aucune conclusion.

A la Seo d'Urgel, la formation complète comprend trois étages : à la base les grès rouges, au milieu les marnes jaunes gypseuses, et en haut les calcaires gris blanc compactes. On peut l'étudier très-bien en descendant, de Pla à Organya, le cours du Sègre qui un peu avant Pla s'infléchit brusquement, et coulant du nord au sud la coupe perpendiculairement. Terrain crétacé de la Seo d'Urgel.

L'étage inférieur (grès rouge) commence par une série de couches de grès grisâtre et jaunâtre, qu'il est parfois malaisé de distinguer du grès houiller supérieur : il se décompose facilement, aussi sur le flanc des montagnes est-il couvert de débris ; on ne le voit bien

que dans le lit des torrents, de celui de Ségars en particulier. Il a une vingtaine de mètres d'épaisseur, et est recouvert par une succession de couches de grès formés de particules quartzeuses agglomérées par un ciment calcaire. Leur dureté est très-inégale ; les unes, de couleur rouge pâle, résistent bien à l'action des agents atmosphériques, et forment sur les montagnes de longues crêtes saillantes ; les autres, de couleur rouge lie de vin, sont beaucoup plus friables. Divisées déjà par un grand système de fentes dirigées N. 10° E. et inclinées de 80° vers l'ouest, elles se fendent bientôt à la surface dans tous les sens et se pulvérisent. Les dépôts rouges forment avec les schistes de transition le fond de tous les affluents de la rive gauche du Sègre, et la vase rougeâtre déposée dans la plaine d'Urgel par les moindres crues. Par endroits, et surtout à la partie supérieure du dépôt, le grès fin passe à des poudingues formés de cailloux roulés de quartz blanc, rouge et noir, de grès rouge à grains fins et de schistes verdâtres. Ces parties sont détachées et entraînées par les crues, mais très-résistantes elles forment dans les torrents et dans le Sègre des blocs souvent considérables, dont l'aspect pourrait donner une fausse idée de la composition moyenne de cet étage. La puissance moyenne de ces grès est d'environ 700 mètres.

L'étage moyen est formé de marnes gypseuses jaune-verdâtres, que l'on rencontre un peu avant d'arriver au village d'Hostalets ; les premières couches sont extrêmement tourmentées, mais cela n'altère en rien le sens général de la stratification. C'est du reste un fait constant dans les Pyrénées que cette irrégularité des dépôts gypseux. Le gypse est ordinairement un peu grisâtre, quelquefois rougeâtre : il est exploité faiblement dans les environs d'Hostalets pour la bâtisse et l'agri-

culture; les fours, à cuisson intermittente, sont des cavités creusées dans la masse gypseuse de la montagne, le combustible est fourni par les buis, bruyères et ajoncs, seule végétation des montagnes voisines de grès rouge. L'épaisseur de cet étage est d'environ 500 mètres.

L'étage supérieur est formé de calcaire gris blanc, très-dur et très-compacte, remarquablement stratifié, dirigé O. 5° N., et plongeant de 40 à 50° vers le sud. Les montagnes qui en sont formées sont abruptes et arides, les agents atmosphériques n'ont aucune prise sur elles, et les cours d'eau ne s'y sont formés qu'à grand peine un passage étroit, depuis le ravin de Noves jusqu'à la plaine d'Organya, le Sègre traverse d'immenses escarpements, au milieu desquels on n'a pu souvent tracer un chemin muletier qu'en le supportant par des voûtes appuyées sur les anfractuosités du rocher. Ces défilés rendus célèbres dans les dernières guerres du parti carliste par l'assassinat du comte d'Espagne, sont identiques comme aspect général aux gorges de la Pierre-Lys dans l'Aude; la nature des roches est aussi la même, c'est le même calcaire gris blanc, pétri d'huîtres et riche en oursins, la nature crétacée de ces calcaires est manifeste. Au point où ils se terminent commence la riche plaine d'Organya, la vallée s'élargit, et aux escarpements calcaires succèdent les collines marneuses du terrain nummulitique sur lesquelles nous reviendrons plus tard. L'épaisseur de cet étage est d'environ 900 mètres, ce qui donne au terrain crétacé une épaisseur totale de 2.200 mètres.

Les trois étages que je viens de décrire ne se trouvent pas réunis autre part, on ne peut plus les étudier que séparément, mais de l'examen des différentes particularités qu'ils présentent, on peut encore tirer des conclusions intéressantes.

A San Juan de las Abadesas.

A San Juan de las Abadesas, le seul représentant de la formation crétacée est l'étage inférieur (grès rouge) qui repose sur le terrain houiller, et s'enfonce sous le terrain nummulitique, le tout à stratification concordante. Ce grès qui se relie à l'ouest sans interruption à celui que nous venons d'étudier, se prolonge à l'est jusqu'en France en passant par Campredon, Rocabruna, Colroig et la Manère. C'est là maintenant que nous allons l'étudier.

A la Manère.

Le massif montagneux qui s'étend de la Manère à Villerouge (France), celui en particulier qui supporte les tours de Cabrenz, et formé d'un granite tout différent de ceux que j'ai décrits précédemment, et composé de grands cristaux de feldspath blanc et rose, de quartz blanc et translucide, et de mica blanc.

Au village même de la Manère, une galerie de la mine de plomb de ce nom, de 220 mètres de longueur, montre tous les passages de ce granite à la protogyne et la serpentine. Ce granite supporte directement une puissante formation de grès rouges parfaitement identiques à ceux de San Juan et d'Urgel. Les poudingues paraissent y dominer à la Manère, mais au col de la Muga, on trouve dans le ravin qui descend vers l'Espagne toutes les alternances précédemment signalées de grès lie de vin friables, et de couches en saillie provenant de l'inégale résistance des bancs. Au milieu de ces grès que l'on a supposés houillers parce qu'on les avait vus recouvrir la houille à San Juan, sont deux bancs de calcaire l'un (*b*) (*fig.* 2) inférieur, noir veiné de blanc, très-dur, l'autre jaunâtre moins compacte (*b'*), entre lesquels se trouvent des grès grisâtres, et une couche mince de schiste bitumineux qui a donné lieu à quelques travaux d'exploration. Ces grès rouges s'enfoncent sous une formation puissante de calcaire gris blanc

identique à celui qui forme les défilés du Sègre. La direction générale de tout ce système de couches est au pla Castell est-ouest.

Quand on se dirige de la Manère sur Villerouge et Coustouge, on voit les grès rouges, peu puissants en ce point, recouverts d'abord par une couche de calcaire gris noir veiné de blanc, très-compacte et identique à la couche (*b*) signalée à la Manère, puis par un étage assez puissant de calcaire gris marneux (*m*) qui se délite en plaquettes minces, et n'a d'équivalent en aucun des points où l'on peut étudier le grès rouge. **De la Manère à Villerouge.**

A Coustouge (*fig.* 3), le granite identique à celui des tours de Cabrenz renferme des minerais métalliques; près du village, on trouve dans cette roche, à 2 mètres environ de la ligne de contact des grès rouges, un filon de pyrite de cuivre à gangue de chaux carbonatée un peu jaunâtre de très-jolie apparence. Il est dirigé de l'est à l'ouest et plonge de 45° environ vers le nord. On y trouve aussi des filons de fer oligiste compacte qui formerait, s'il devenait abondant, un minerai bien supérieur aux plus beaux minerais des Pyrénées. **A Coustouge.**

La route de Coustouge à Saint-Laurent est tracée dans les grès rouges (*r*), près de leur limite et parallèlement à leur direction ; mais c'est à l'est du village surtout qu'il convient de les étudier dans le ravin qui descend à la métairie de Rieumajou. En se dirigeant de Coustouge au lieu dit Camp-Durand, on traverse d'abord ces grès toujours dirigés de l'est à l'ouest, et l'on trouve au-dessus un nouveau terme de la série. Ce sont des grès jaunâtres et grisâtres légèrement micacés, et pétris de coquilles noirâtres : les seules discernables sont des valves supérieures d'huître. L'une de ces couches, est noire et contient des traces de schiste noir, même de charbon, ce qui y a fait entreprendre fort mal

à propos des recherches de houille. Ce n'est pas du reste un fait isolé, et de l'autre côté de Coustouge, près des métairies Cazanove, Pradels et la Come, certaines de ces couches de grès jaune et noirâtre pétries de térébratules et de cyprines crétacées servent toujours de toit à des schistes noirs qu'on a pris parfois pour des affleurements de houille. Au milieu de ces grès fins jaunâtres se trouve, du côté de la métairie de Rieumajou, une couche calcaire pétrie de *cyclolites ellipticus* (Lamarck) caractéristiques du terrain crétacé. Cet ensemble de couches recouvert par une assise de calcaire (*c*) (*fig.* 4) blanc compacte, non fossilifère, et par un nouveau dépôt de grès rouges (*r*) identiques à ceux de la base, s'enfonce au sud sous les calcaires gris blanc de la montagne de Bassagude.

A Amélie-les-Bains. Tout près du village d'Amélie-les-Bains (Pyrénées-Orientales), on peut encore faire des observations importantes sur cette formation. Le massif de montagnes qui s'élève au sud de la route d'Arles à Amélie est formé de granite supportant ordinairement des schistes de transition. Cependant, quand on a dépassé Amélie, on le voit, au pont de Palalda, recouvert directement par une formation de grès rouges identiques à tous ceux que nous avons eu jusqu'ici l'occasion d'étudier ; les piles du pont reposent sur les assises inférieures de cet étage, dont l'épaisseur totale ne dépasse pas 20 à 30 mètres. Sur ces grès repose un calcaire noir veiné de blanc, compacte, identique à celui signalé à la Manère, mais beaucoup plus développé en ce point; il donne lieu aux carrières de marbre exploitées à côté de la route. La séparation des deux étages se voit, au reste, très-nettement dans le lit même du Tech (*fig.* 5) qui, à partir du pont de Palalda, est creusé sur une longueur d'environ 300 mètres entre les deux roches.

La direction commune des grès, du calcaire et de la rivière, en ce point, est N. 30° O., avec une forte inclinaison vers le sud-est. Sur la rive gauche, la ligne de séparation s'infléchit à l'O. 15° N., de manière à englober le village de Montalba; sur la rive droite, elle va côtoyer le mur d'enceinte de l'établissement thermal militaire.

Au-dessus de ces calcaires noirs se trouve, à l'est, une formation de grès marneux (*g*) d'un jaune sale tout à fait analogues à ceux qu'on trouve à Coustouge, près de la métairie de Rieumajou, où abondent aussi les *cyclolites ellipticus* : ce fait avait déjà été observé et signalé par MM. Cordier, Dufrénoy et Vène. Au-dessus enfin de ces grès jaunâtres se trouvent les marnes jaunes verdâtres gypseuses, dans lesquelles sont ouvertes les nombreuses carrières fournissant le gypse bien connu dans les Pyrénées-Orientales sous le nom de gypse de Palalda et Montalba.

Revenant maintenant en Espagne, nous terminerons notre description des terrains par celle du terrain nummulitique, puis nous jetterons un coup d'œil sur l'ensemble de ces observations, pour en déduire les conséquences importantes pour la géologie et l'industrie qui en découlent naturellement. Terrain nummulitique.

Au point où se terminent les calcaires crétacés, c'est-à-dire les défilés du Sègre, la vallée s'élargit, on entre dans la plaine fertile d'Organya, dont le sol est formé par les assises inférieures du terrain nummulitique; ce sont des calcaires marneux gris se délitant facilement, par l'action des agents atmosphériques, en couches minces et faiblement ondulées. Les bouleversements visibles n'affectent que les couches supérieures de calcaire compacte et brèches à fragments de calcaire rougeâtre sur le haut desquelles est bâti le village de Coll

de Nargo. Toutes les couches ont été soulevées; leur direction est toujours est-ouest, mais à la hauteur du Coll de Nargo elles plongent vers le nord. En descendant le Sègre, on les voit reprendre leur inclinaison première vers le sud et s'enfoncer sous le terrain tertiaire.

Lignite. Cette formation est importante à cause des gisements de lignite qu'elle contient, et qu'on observe en remontant les deux ravins de Vall d'Argues et de Saillent; les roches qu'on y observe rappellent complétement les roches à lignite de Maillac (Aude); c'est une succession d'argiles grises et de calcaires gris plus ou moins marneux au milieu desquels se trouvent les couches de combustible. Le mur et le toit sont formés d'un calcaire noir très-résistant : celui du toit, dont l'inclinaison détermine celle de la montagne, se débite facilement en dalles pseudo-régulières. C'est cette propriété qu'on a mise jusqu'à présent à profit pour exploiter à ciel ouvert les affleurements de ces couches charbonneuses; une seule fois on a essayé d'y faire des travaux souterrains qui n'ont donné aucun résultat.

Aux points où ces gisements sont connus, il y a plusieurs couches de lignites dirigées exactement est-ouest, et plongeant de 25 degrés vers le nord; leur puissance n'est que de $0^m,10$ à $0^m,20$, mais il est possible qu'en profondeur ces couches très-voisines se réunissent et augmentent d'épaisseur. Ce serait alors une richesse minérale importante, car le lignite est d'une qualité tout exceptionnelle. Il est dur, compacte, brillant, à cassure conchoïde; mis sur un feu bien allumé, il brûle avec une flamme brillante, en se boursouflant légèrement, et sans développer l'odeur caractéristique des lignites ordinaires; elle se rapproche au contraire de l'odeur de la houille. Par la calcination en vase clos, il

donne un coke boursouflé, brillant, très-aggloméré; il a, en somme, toutes les propriétés des houilles grasses; sa composition est la suivante :

Matières gazeuses	45,16
Coke	48,36
Cendres	6,48
	100,00

Ou abstraction faite des cendres :

Matières gazeuses	48,29
Charbon	51,71
	100,00

Ces cendres, colorées fortement en brun par l'oxyde de fer, sont formées de :

Argile	95,00
Sable	5,00
	100,00

Jetons maintenant un coup d'œil en arrière, et voyons quelles conclusions on peut tirer des descriptions pétrographiques qui précèdent. Il résulte tant des études déjà entreprises sur le bassin de San-Juan par les ingénieurs espagnols, que de celles que je viens d'exposer, que sur le revers méridional des Pyrénées le terrain houiller forme une bande déposée par places sur les schistes de transition, et recouverte à stratification concordante par une formation de grès rouge. L'affleurement que j'ai signalé dans les environs de la Seo d'Urgel n'est que le prolongement de la bande bien plus développée reconnue et exploitée à San-Juan; mais entre ces deux points il n'y a pas continuité. La bande de San-Juan ne s'étend que du col de Surroca à Campredon, peut-être à Rocabruna; elle n'existe plus à la Manère. Celle de la Seo d'Urgel s'étend, à l'est, jusqu'au ravin d'Arsaguel environ; sa limite à l'ouest m'est in- Resumé.

connue. On possède à San-Juan des couches importantes de houille grasse propre à la fabrication du coke ; à la Seo on n'a que des couches mélangées de schistes argileux et donnant une houille anthraciteuse remarquablement sèche. Mais il ne faut pas oublier qu'on ne connaît encore que les affleurements de ces couches ; il convient maintenant de s'assurer, par des recherches souterraines sérieusement entreprises, si la puissance des couches n'ira pas en augmentant avec la profondeur, et la qualité du charbon en s'améliorant, comme le voisinage et la contemporanéité des couches de San-Juan permettent de l'espérer.

Le grès rouge, supérieur aux couches de grès houiller, recouvre sur une grande étendue les terrains inférieurs (houiller, de transition ou primitifs). La limite inférieure de cette formation est facile à tracer ; elle est représentée exactement par le croquis suivant des bords du Sègre à ceux de la Muga (*fig.* 6).

Leur superposition sur les dépôts houillers de San-Juan, où jusqu'ici elle était seulement connue, les a fait prendre pour des grès houillers. L'eussent-ils été en réalité, c'est au-dessous d'eux et non au-dessus, comme à la Manère et Coustouge, qu'il eût convenu de faire des fouilles ; mais d'après les caractères de cette formation, c'est au groupe crétacé qu'il faut la rapporter.

En effet, nous avons dit qu'on n'observait jamais aucune discordance de stratification entre le terrain houiller quand il existe, ces grès rouges, les calcaires qui les recouvrent et le terrain nummulitique. Ainsi se trouve réfutée l'hypothèse de M. Noguès, qui regarde ces grès comme houillers par cela seul que leur stratification est la même que celle du terrain houiller ; au contraire, la régularité de cette formation, qu'on suit très-bien sur une grande étendue de Pla à la Manère,

contrastant avec l'irrégularité des dépôts houillers qui ne se montrent que par places au-dessous d'elle, et la superposition des grès rouges indifféremment sur le terrain houiller (San-Juan la Seo d'Urgel), sur les schistes de transition (Billech, Bastanis et Rocabruna), sur le granite (la Manère, Coustouge, Amélie-les-Bains), auraient dû mettre en garde contre une assimilation de ces couches avec celles du terrain houiller, dont elles n'ont, du reste, que fort rarement l'apparence. En second lieu, l'interposition à la Manère et Amélie de couches de calcaire noir, tout à fait opposée à ce que l'on observe dans la majorité des bassins houillers méditerranéens, proteste contre une pareille assimilation. Enfin la présence bien constante de fossiles crétacés caractéristiques dans les couches de grès, dont les relations avec les grès rouges sont constantes dans les points les plus éloignés les uns des autres, détermine complétement leur âge. Le terrain crétacé du versant méridional des Pyrénées serait donc, en définitive, ainsi composé :

1° A la base, un étage, parfois très-puissant, de *grès rouges* à fragments de quartz et ciment calcaire. Cet étage est complétement privé de fossiles, et ses couches n'ont été aucunement affectées par leur contact fréquent avec les roches primitives.

2° Une assise de *calcaire noir* très-compacte, veiné de petits filons de spath blanchâtre. Cette assise est parfois, comme à la Manère, intercalée au milieu même des grès rouges, et parfois elle forme, comme à Amélie-les-Bains, une assise distincte puissante qui sert de toit aux grès rouges. Cette assise peut, du reste, être considérée comme purement accidentelle.

3° Un étage de *grès jaunâtres*, composés des mêmes éléments que les grès rouges, mais à ciment plus ferru-

gineux. Ce grès ne se voit pas à la Seo d'Urgel ni à San-Juan; il est, au contraire, très-développé à la partie est du terrain que je décris à Coustouge. On le retrouve aussi avec une plus grande épaisseur et une plus grande régularité à Amélie-les-Bains, au-dessus des marbres noirs. Dans ces deux localités on y trouve en abondance des ostrea indéterminables, et surtout des *cyclolites ellipticus* (Lamarck), caractéristiques des formations crétacées.

4° Un étage de *marnes jaunâtres verdâtres*, *gypsifères*, d'une plus faible puissance. Leur stratification est extrêmement irrégulière, mais affectée seulement par des bouleversements locaux, qui s'expliquent facilement en admettant que le sulfate de chaux s'est d'abord déposé à l'état d'anhydrite; l'augmentation de volume, pendant l'hydratation, aurait produit ces écrasements et refoulements remarquables qu'on observe à Hostalets surtout, à la base de ce terrain. La même formation se retrouve en France dans l'îlot de terrain crétacé qui embrasse Amélie-les-Bains, Reynès et Montalba. De nombreuses et riches carrières y sont depuis longtemps exploitées.

5° Une puissante formation de *calcaire grisâtre*, très-compacte, dans lequel les cours d'eau se sont péniblement frayé un passage. Elle constitue les défilés du Sègre de Pla à Organya, et du côté de la Manère les montagnes de Bassagude. Ces immenses escarpements calcaires forment une série de remparts naturels qui en font des barrières à peu près infranchissables, au milieu desquelles se sont surtout concentrées les luttes dont si souvent cette partie de la Catalogne a été le théâtre.

Conclusions. On voit en résumé, d'après cette description, que le sol de cette partie de la Catalogne qui est arrosée par

le Sègre, renferme de nombreuses richesses minérales dont on n'a tiré jusqu'ici qu'un faible parti. Parmi les causes de cet état de choses, la plus importante, on peut dire même la seule, est le manque presque absolu de voies de transport. La route royale de Puycerda à Lérida suivant le cours du Sègre, l'une des voies les plus importantes par lesquelles les échanges peuvent se faire entre la Catalogne et la France, n'est pas praticable aux voitures; de nombreux convois de mulets la parcourent chaque jour. Mais si ce moyen lent et onéreux de transports est possible pour l'échange des objets de première nécessité, en particulier pour les vins que produisent en abondance les magnifiques plaines de la Seo d'Urgel, d'Oliana et de la Conca, il est impossible pour les matières minérales, par exemple, dont la valeur ne varie qu'avec leur richesse absolue, sans être exposée aux brusques fluctuations qui affectent les prix des denrées alimentaires.

Ainsi, les terrains primitifs et de transition des environs du Martinet renferment de nombreux gisements de cuivre; les minerais qu'on en a extraits à quelques reprises, mais en très-faible quantité, ont dû être expédiés en Angleterre par la France. On ne soupçonnait pas, dans le voisinage de ces mines, l'existence de la houille, et le bassin de San Juan de las Abadesas, quoique relativement assez voisin, est d'un abord trop difficile pour qu'on ait pu songer à y installer des usines à cuivre traitant ces minerais. Il faudrait des minerais d'une richesse tout à fait exceptionnelle pour qu'on pût les grever d'énormes frais de transport, alors que le métal produit serait frappé de frais non moins considérables pour parvenir du lieu de fabrication au lieu de consommation. Les marnes jaunes du terrain crétacé renferment du gypse dont on n'a, pour ainsi dire, tiré

aucun parti, d'abord parce que les combustibles végétaux employés à la cuisson sont rares et chers, et que les transports d'Hostalets aux lieux de consommation amèneraient ce produit à un prix tel qu'on ne pourrait l'employer dans l'agriculture ni dans la bâtisse. A la Seo, le prix de la chaux a été jusqu'ici extrêmement élevé, malgré le voisinage des masses calcaires de transition qui se tiennent à Alas ; c'est que le combustible se vend à un prix exorbitant.

On le voit, le développement de l'industrie minéralurgique, celui de l'agriculture sont entravés dans cette partie de la Catalogne par le manque de combustibles et de voies de communication. L'existence bien constatée du terrain houiller et des couches de houilles au voisinage de la Seo d'Urgel est donc d'une importance extrême. Il ne faut pas cependant se faire d'illusions ; la richesse de ce bassin est encore inconnue, on n'a constaté que son existence ; mais fût-il l'équivalent de San-Juan, on n'en pourra tirer aucun parti tant que des voies de communication perfectionnées ne permettront pas de faire arriver des montagnes à la vallée du Sègre, et de transporter en un point quelconque de cette vallée les minerais et la houille. Ce sera en même temps rendre possible, sur les lieux-mêmes, la création d'usines qui élaborent à la houille les matières premières (minerais de cuivre, gypse, calcaire), et ouvrir aux produits (cuivre, plâtre, chaux) les débouchés qui leur ont manqué jusqu'ici. Ce sera développer forcément une foule d'industries qui ne demandent que de la force motrice ou de la chaleur, c'est-à-dire du combustible, celle en particulier qui aurait pour but de tirer un meilleur parti, à Lérida par exemple, des abondants et riches minerais de plomb que peuvent fournir dans le voisinage les mines de la province de Tarragone.

L'établissement d'un chemin de fer entre Puycerda et Lérida, suivant la vallée du Sègre, n'offrirait de difficultés que dans les défilés d'Organya; mais l'importance de ce chemin, qui mettrait en rapport la France avec la plus belle et la plus riche partie de la Catalogne, et qui développerait puissamment la richesse et l'industrie d'un pays si bien doté par la nature, me dispense d'insister plus longuement sur la convenance de réformes que je ne puis qu'indiquer sommairement pour ne pas sortir des limites naturelles de ce mémoire. Je serais heureux que les quelques observations que je viens de présenter pussent encourager les industriels à s'occuper plus sérieusement de ces questions, et me fissent concourir, pour ma part, au développement d'une contrée si intéressante à tous égards.

EXCURSION DANS LE CORNWALL EN 1857.

Par M. L. MOISSENET, ingénieur des mines.

PRÉPARATION MÉCANIQUE DU MINERAI D'ÉTAIN.

INTRODUCTION.

La préparation mécanique du minerai d'étain dans le Cornwall a déjà été décrite à plusieurs reprises, tant en Angleterre qu'en France (1). Descriptions existantes.

Vers 1758, Borlase, recteur de Ludgvan, près Penzance, exposa les procédés suivis dans l'ouest du comté; en 1778, Pryce apporta quelques additions au travail de Borlase, et reproduisit, à une plus grande échelle, les dessins de Bocards et autres appareils que ce dernier avait donnés.

Plus tard le docteur Boase publia, dans le deuxième volume des Transactions de la société géologique de Cornwall, un mémoire sur la préparation des minerais d'étain de Saint-Just, s'appliquant spécialement aux minerais de ce district qui présentent l'association du cuivre avec l'étain.

(1) 1° Borlase. *Nat. Hist.*, p. 177; 1758.
2° Pryce. *Mineralogia*, p. 215; 1778.
3° Dr Boase. *Trans. of the Royal Geo. Soc. of Cornwall*, vol. II, p. 386.
4° W. J. Henwood. *Trans. of the Royal Geo. Soc. of Cornwall* (lu en octobre 1828), vol. IV, p. 145; 1832.
5° De la Bèche. *Report on the Geology of Cornwall*, p. 575; 1839.
6° Dufrénoy et Élie de Beaumont. *Annales des mines*, 1re s., t. X, p. 331; 1825.
7° Coste et Perdonnet. *Ann. des mines*, 2e s., t. VI, p. 3; 1829.

M. W. J. Henwood, dans le 4e volume du même recueil, décrivit les opérations assez différentes, dont la pratique avait prévalu dans le centre du Cornwall (district de Camborne, Redruth, etc.). Les renseignements qu'il fournit s'arrêtent à l'année 1828.

En 1839, M. de la Bèche, dans la partie économique de son bel ouvrage sur le Cornwall et le Devonshire, après avoir successivement indiqué les méthodes grossières appliquées par les anciens, a consacré plusieurs pages à la comparaison des faits principaux enregistrés par Pryce et par M. Henwood.

Les *Annales des mines* renferment sur le même sujet, les mémoires de MM. Dufrénoy et Elie de Beaumont (1825), puis de MM. Coste et Perdonnet (1829).

Des remarques de M. de la Bèche, il résulte que le procédé de préparation du minerai d'étain n'a pas été beaucoup amélioré, pendant la période de 50 ans écoulée entre la description de Pryce et celle de M. Henwood.

Progrès faits. Depuis ces trente dernières années, au contraire, quoique le principe des opérations soit resté le même, l'introduction des machines à vapeur pour bocards, dont l'emploi est aujourd'hui devenu général, a concentré le travail sur de grands ateliers; en présence de grandes quantités de matière à traiter sur un même point, on a été conduit à inventer des appareils spéciaux, et à perfectionner les anciens, et on a réduit en même temps les frais de main d'œuvre et les pertes en métal.

S'il reste encore beaucoup à faire dans cette branche de l'industrie minérale, il n'en est pas moins vrai qu'entre un grand atelier récemment établi, et un atelier de 1758 ou même de 1828, il existe de profondes différences.

L'intérêt que peut offrir l'étude de la préparation de l'étain, telle qu'on est arrivé à l'exécuter dans le Corn-

wall, serait donc suffisamment justifié par les améliorations notables qu'elle a reçue, si le caractère même des opérations qu'elle comprend, n'en faisait pour l'ingénieur une sorte de méthode générale applicable, au moins en partie, au lavage de divers minerais et matières de nature variée.

On se trouve en effet en présence de grandes difficultés; on part d'un minerai de teneur moyenne très-faible, dans lequel le métal est intimement disséminé, et qu'il faut par suite commencer par réduire en poudre fine; et l'on doit obtenir, pour satisfaire aux exigences de la métallurgie, un produit marchand très-riche; on n'a en sa faveur que la différence notable de densité entre l'oxyde d'étain et une partie des gangues. Intérêt principal de cette étude.

En comparant ces conditions avec celles des préparations des minerais de cuivre et de plomb, on voit que toutes les simplifications capitales, qui résultent dans ces dernières des triages multipliés, autant que possible sur les matières en morceaux, se trouvent ici supprimées. La teneur du minerai de cuivre pour le marché est peu élevée; quant à la galène sa préparation présente souvent des difficultés particulières, sur lesquelles je n'ai pas à insister, mais dans tous les cas, le traitement des schlams, plomb ou cuivre, se fait dans le Cornwall avec des appareils identiques à ceux employés pour l'étain.

Aussi, nulle part mieux que sur les ateliers à étain (*Tin dressing Floors*) du Cornwall, ne peut-on se rendre compte de la manière dont les Anglais procèdent à la préparation, toujours si délicate, des sables fins et boues métallifères.

A ces divers points de vue, j'ai pensé qu'il serait utile de réunir les renseignements recueillis dans deux excursions dans le Cornwall. Ateliers visités.

En 1855, j'avais parcouru les ateliers de l'ancienne et fameuse mine de Great Wheal Vor, récemment remise en exploitation : ceux de Providence, Great Polgooth, Drakewalls; en 1857, j'ai vu en outre Balleswidden, Tincroft, Saint-Day United, Carvath, Carclaze, Pentuan et plusieurs autres, et j'ai séjourné quelque temps sur le *Dressing* de la mine de Par Consols, près Saint-Austell.

Le prix élevé de l'étain (1), lors de mon dernier voyage, déterminait partout une très-grande activité, et sur plusieurs points, on pouvait travailler avec avantage les matières rejetées par les anciens (2).

A ces circonstances favorables, il m'a été donné de joindre l'accueil, partout bienveillant, que j'ai reçu des directeurs des mines, et l'inépuisable obligeance des *Captains*, préposés aux ateliers de préparation ; qu'il me soit permis de mentionner parmi les premiers : M. F. Pryor de Redruth, et feu M. Puckey de Saint-Blazey, et parmi les *Captains* : MM. Blight, de la mine de Tincroft, et W. Neetle, de la mine de Par Consols.

J'ai adopté pour cette étude les divisions suivantes :

Division adoptée. 1° Aperçu sur le Cornwall ; — modes de gisements du minerai d'étain ; nature des gangues associées ;

2° § 1er. Exposé général de la méthode de préparation ; série des opérations ;
§ 2°. Description de quelques ateliers ; formules de traitement ;

3° Description et travail des appareils ;

4° Données économiques.

Note sur les procédés d'essai du minerai d'étain.

---

(1) Aux mois d'août et septembre 1857, le minerai d'étain de bonne qualité se vendait 80 £ = 2.000 fr. la tonne ; peu de temps après le prix en est tombé à 60 £.

(2) Depuis la rédaction de ce mémoire, j'ai visité en 1858 beaucoup d'autres d'ateliers, notamment ceux de Dolcoath, Carnbrea, Polberro, Wendron Consols, Levant.

PREMIÈRE PARTIE.

APERÇU SUR LE CORNWALL. — MODES DE GISEMENT DU MINERAI D'ÉTAIN; NATURE DES GANGUES ASSOCIÉES.

Exploité depuis les temps anciens, le Cornwall n'a pas cessé d'être un des centres principaux de la production métallique du globe; il réunit les espèces minérales les plus variées, et, outre les métaux, fournit encore une grande quantité de matériaux de construction de premier choix.

Le combustible seul y fait défaut; mais on l'y amène, à un prix modéré, du grand bassin houiller du sud du pays de Galles.

De là un mouvement de cabotage considérable; les minerais de cuivre sont embarqués dans les ports du Cornwall, et transportés aux usines de Swansea; tandis que la houille vient en retour. La principale consommation de combustible a lieu sur les mines pour le chauffage des nombreuses machines d'épuisement, d'extraction, de bocards, etc.; les usines à étain, à plomb, les fonderies et forges en emploient aussi une quantité notable.

Avant de donner quelques chiffres relatifs à la production actuelle des métaux dans le Cornwall, il ne sera pas sans intérêt de remonter brièvement à l'origine de leur exploitation, et à celle des transactions, si importantes aujourd'hui, de ce comté avec le pays de Galles.

(1) L'étain était déjà exploité et fondu sur place au Historique.

(1) Ces renseignements sont tirés de l'ouvrage de M. de la Bèche et du mémoire de M. J. Hawkins, 4e vol. *Transactions de la société géologique de Penzance.*

temps des Phéniciens, qui avaient fait de leur colonie de Gades, sur la côte ouest de l'Espagne, leur principal entrepôt de cette branche de commerce.

Au temps d'Auguste, Diodore de Sicile rapporte que les Romains achetaient, aux habitants du Cornwall, l'étain que ceux-ci leur livraient à l'île d'Iktis (supposée être le mont Saint-Michel), le transportaient à dos de chevaux, en trente journées de marche à travers la Gaule, et l'embarquaient aux embouchures du Rhône.

La demande d'étain s'accrut, aux sixième et septième siècles, par la fonte des cloches destinées aux nombreuses cathédrales de cette époque, et plus tard par l'invention de l'artillerie. Au treizième siècle, Bruges était le principal marché de ce métal; et au quatorzième, les marchands italiens le transportaient aux contrées du Levant.

Le roi Jean, en l'année 1201, puis Richard, comte de Cornwall, et le roi Édouard Ier en 1305, accordaient aux producteurs d'étain (*Tinners*, *Stamnatores*) des chartes et privilèges, qui furent l'origine des cours spéciales, connues encore aujourd'hui sous le nom de Stannary Court, et où se règlent les contestations et affaires des mines.

Pendant longtemps on dut se contenter d'exploiter l'étain d'alluvion; quand ce gisement devint plus pauvre, on attaqua les filons; la recherche de l'étain dans ceux-ci amena la découverte du cuivre. En 1600, Carew annonce que l'on expédiait déjà des minerais de cuivre dans le pays de Galles, probablement en vue d'économiser sur le prix du combustible nécessaire à la fusion.

Vers 1700, on commença dans les usines à étain à remplacer les fours à manche et le combustible végé-

tal, charbon de bois et *Turf*, par les fourneaux à réverbère chauffés à la houille.

Les premières machines à vapeur pour l'épuisement furent installées à peu près à la même époque.

La mine de Wheal Vor en eut une de 1710 à 1714, construite sur le type de celles de Savary ou de Newcomen. Les machines de Newcomen furent établies en grand nombre de 1720 à 1778, et remplacées depuis par celles de Watt, dont on n'a fait que perfectionner le système jusqu'à nos jours.

En résumé, on voit que l'étain fut produit par le Cornwall depuis les temps les plus anciens; et, qu'alors comme aujourd'hui, il y subissait les opérations complètes, y compris le traitement métallurgique; que les minerais de cuivre, exploités sans doute peu avant l'an 1600, furent dès lors dirigés sur le pays de Galles; que la consommation industrielle de la houille de cette contrée, dans le Cornwall, ne remonte qu'à 1700, et fut due, vers cette époque, à son introduction dans la fusion de l'étain, et à la découverte des machines à vapeur.

Quant à la galène argentifère on commença à l'extraire dans le Cornwall et le Devon, antérieurement au minerai de cuivre; son exploitation est aujourd'hui une des branches importantes de l'industrie du pays, et deux usines en fondent sur place une grande partie.

Production minérale en 1856.

Sans insister davantage sur ces généralités, je préciserai, par quelques données numériques, la production actuelle des principales substances minérales; pendant l'année 1856 le Cornwall et Devon ont fourni :

	ÉTAIN.	CUIVRE.	PLOMB.	ARGENT.	ZINC.
	tonnes.	tonnes.	tonnes.	onces.	tonnes.
Minerais.	9.350	206.177	13.112	»	3.977
Métaux correspondants.	6.177	13.534	8.597	325.892	»

Les minerais de cuivre ont été vendus 31.045.628 francs.
Ceux d'étain. . . . . 16.596.250 —

Il faut y joindre : 8,000 à 10,000 tonnes de pyrite de fer; 26,750 tonnes de minerai de fer, hématite; 500 à 600 tonnes acide arsénieux, tant brut que raffiné, et une petite quantité de minerais de nickel et d'urane.

Les granites du Dartmoor dans le Devonshire, ceux des environs de Liskeard, ceux de Penrhyn et de Constantine, près Falmouth, et ceux de Lamorna, près Penzance, sont très-largement exploités pour les grands travaux à la mer; cales, docks, etc.

Les granites altérés des environs de Saint-Austell, et ceux de Breag près de Helston, donnent lieu à une production de près de 100,000 tonnes de terre et pierre à porcelaine (*china clay and china stone*), en majeure partie expédiées aux *potteries* du Staffordshire.

Près de Camelford, on extrait dans les grandes carrières dites *Debabole quarries*, des ardoises d'excellente qualité.

Les serpentines du cap Lizard servent à fabriquer des cheminées, et objets de décoration et d'ornement, d'un très-bel aspect.

D'après les chiffres qui précèdent, on peut se faire une idée approchée de la masse des produits qui sortent annuellement du Cornwall; quant à la houille aujourd'hui consommée, je n'ai point de données exactes; mais si on se reporte à la statistique fournie par M. Henwood, on voit qu'en 1837 les mines en brûlèrent 56,860 tonnes. La consommation totale, usines com-

prises, est probablement supérieure maintenant à 100.000 tonnes.

Les principaux ports du Cornwall sont, en suivant la côte nord et faisant le tour de la presqu'île, Padstow, Newquay, Portreath, Hayle, Penzance, Falmouth, Truro, Pentuan, Charlestown, Par, Fowey, Looe, Morwelham et Calstock. Sur un grand nombre de points, les embouchures, largement coupées, des fleuves laissent accès aux bâtiments, à une assez grande distance des côtes; c'est ainsi que la rivière de Falmouth est navigable jusqu'à Truro, et la Tamar jusqu'à Morwelham; sur d'autres on y a suppléé par des canaux, tels que ceux de Par et de Liskeard. Ports.

Depuis plusieurs années déjà, un chemin de fer de 27 milles et demi, de Penzance à Truro, avec embranchements de Redruth à Portreath et à Devoran, dessert le district minéral de Camborne et Redruth. Chemins de fer.

Une grande ligne de Truro à Plymouth, qui doit rattacher le Cornwall au Réseau anglais, par sa jonction sur ce point avec le Great Western, est presque entièrement construite; on doit la prolonger jusqu'à Falmouth.

Elle sera livrée à la circulation lorsque le grand travail de M. Brunel, le pont de Saltash sur la Tamar, sera terminé; c'est-à-dire très-probablement dans le courant de 1859.

Des chemins de fer avec chevaux, ou tramways, existent sur plusieurs directions. Je citerai celui de Par à Newquay, encore inachevé dans sa partie médiane, la petite ligne de Saint-Austell à Pentuan qui suit la vallée, où depuis si longtemps, et encore aujourd'hui, on exploite les gisements d'étain d'alluvion (stream-works), et le grand plan incliné de 6 milles de longueur de Cheesewring à Moorswater, près Liskeard, traversant le district de Caradon. Tramways.

Usines à étain. (*Tin smelting works.*)

Pour les minerais d'étain, dont nous avons spécialement à nous occuper, le transport de la mine à l'usine se fait, soit par le chemin de fer, soit en charrettes.

Les usines à étain, excepté celle de Charlestown près Saint-Austell, sont construites dans l'espace qui s'étend de Penzance à Truro; elles sont au nombre de neuf.

Usines.	Propriétaires.
Calenick.	Mitchell et C°.
Cavedras.	Daubus et C°.
Treluswell.	Daubus et C°.
Charlestown.	Enthoven et C°.
Angarrak.	Bolitho et C°.
Chyandour.	Bolitho et C°.
Trethellan.	Williams, Harvey et C°.
Mellenear.	Williams, Harvey et C°.
Bissoe Bridge. . . .	Bissoe Bridge C°.

Fonderies. (*Foundries.*)

Les machines et agrès divers, employés dans les travaux souterrains et les ateliers de préparation mécanique, sont fournis par plusieurs usines, réparties dans les divers districts. La grande *foundry* de Hayle occupe le premier rang; je citerai encore celles de Copper House, près Camborne ; Tucking-Mill, dans le village du même nom ; Perran sur la rivière de Truro, de Saint-Blazey près de Saint-Austell, de M. Thomas à Charlestown, de N. Holman et Sons à Saint-Just, de Roseland Vale près Liskeard.

Les ventes aux enchères du matériel des mines abandonnées permettent aux explorateurs de s'approvisionner, souvent dans de très-bonnes conditions.

Ouvriers.

Quoique le prix de la main d'œuvre dans le Cornwall soit toujours demeuré assez bas, relativement aux autres districts de l'Angleterre ; il a subi, comme partout, dans ces dernières années, un accroissement notable, dû particulièrement ici à la grande émigration des mineurs pour l'Australie.

La population des ateliers de préparation est composée de mécaniciens-chauffeurs pour les machines, de contre-maîtres, surveillants, et surtout des femmes et enfants des mineurs. Les garçons sont admis dans les travaux souterrains, presque tous avant l'âge de 15 ans (1) ; on n'en conserve que quelques-uns de cet âge pour les opérations les plus pénibles de la préparation.

On peut admettre pour la paye mensuelle les chiffres suivants :

		liv. st.	s.	fr.
Mécaniciens.		3	10	= 87,50
Manœuvres		2	15	= 68,75
Femmes et filles au-dessus de 17 ans.		1 à	15	= 25,00 à 31,25
Filles.	de 14 à 17 ans.	»	25	= 20,00
	de 12 à 14 ans.	»	14	= 17,50
	de 9 à 12 ans.	»	10	= 12,50
Garçons	au-dessus de 14 ans.	1	00	= 25,00
	de 12 à 14 ans.	»	15	= 18,75
	moyenne au-dessous de 12 ans.	»	10	= 12,50

Le Cornwall est formé par une série de protubérances de granite, et par des terrains de transition. Aperçu géologique (2).

En partant du Land's End, extrémité de la presqu'île, on rencontre cinq grands massifs granitiques et neuf autres petits, plus ou moins rattachés aux premiers. Massifs granitiques.

(1) Voir *Annales des mines*, 1857, 6ᵉ livraison, *Bulletin : De la mortalité des mineurs*, etc.

(2) Voir les ouvrages suivants :

1° Dʳ Boase. *Cornwall Geol. Soc. Trans.*, t. IV, p. 166.

2° De la Bêche. *Report*, etc., déjà cité.

3° W. J. Henwood. *On the metalliferous Deposits of Cornwall and Devon.*

4° Dufrénoy et Élie de Beaumont. *Voyage en Angleterre*, Annales des mines.

5° Élie de Beaumont. *Systèmes de montagnes.*

Grands massifs.	Petits massifs.
1° Saint-Just, Saint-Ives, etc.	. . . .
2° Crowan, Wendron, Constantine, Penrhyn, Gwennap, etc.	1° Saint-Michael's Mount. 2° Tregoning et Godolphin Hills. 3° Carnbrea. 4° Carnmarth.
. . . .	5° Cligga head.
3° Saint-Austell, Luxulion, Saint-Dennis, etc.	6° Castle an Dinas. 7° Belovely Beacon.
4° Bodmin Moors.	8° Kit Hill.
5° Dartmoor dans le Devonshire.	9° Gunnislake.

On peut y joindre les îles Sorlingues ou Scilly, et l'île de Lundy, à l'entrée du canal de Bristol.

Considérés dans leur ensemble, ces massifs forment une ligne brisée ; si l'on joint le centre des Scilly à celui du Bodmin Moor, et si de ce point on mène une ligne qui traverse le Dartmoor dans sa plus grande largeur, on a deux directions représentant respectivement les systèmes du Finistère E. 21° 46′ N. et des Pays-Bas E. 14° 55′ N.

Terrains de sédiment.

Les terrains sédimentaires sont essentiellement des schistes (killas), dont une partie, au moins, est silurienne ainsi que cela résulte de la découverte de fossiles siluriens, faite il y a quelques années par M. Peach, sur la côte sud du Cornwall entre Falmouth et Saint-Austell.

Les couches dévoniennes existent à l'est ; le schiste y passe parfois à la grauwacke, avec calcaires subordonnés.

Autour des protubérances granitiques, on rencontre sur plusieurs points, notamment sur la côte nord-ouest du massif de Saint-Just, et près de Saint-Austell, une zone plus ou moins étendue de roches vertes amphiboliques (greenstones).

Districts métallifères.

Les mines peuvent être groupées en districts de la manière suivante :

Districts de :	Limites générales.
Saint-Just. Saint-Ives.	1° Ouest. A l'ouest de la ligne de Hayle à Marazion.
Gwinear et Crowan. Marazion. Helston. Camborne et Illogan. Redruth et Gwennap. Saint-Agnès et Perran Zabuloe.	2° Centre. A l'est des précédents; à l'ouest de la ligne de Truro à Cubert.
Saint-Austell. Liskeard, Caradon. Callington, Calstock.	3° Est. A l'est des précédents jusqu'à la rivière Tamar.
Tavistock.	4° Devonshire.

Le centre est le lieu de la plus grande production étain et cuivre, après lui vient l'ouest pour l'étain, et le Devon pour le cuivre. Le district de Caradon, où les exploitations sont relativement récentes, parait destiné à un très-bel avenir.

Mode de gisement du minerai d'étain.

Le minerai d'étain se rencontre :

1° En petites couches, veines ou amas.

2° En stockwerkes, ou réseaux de petits filons.

3° Disséminé dans les dépôts d'alluvion.

4° En filons.

1° Les veinules ou amas d'étain se trouvent surtout dans les parties du killas qui avoisinent le granite ; elles existent aussi à la jonction de ces roches, et d'une façon plus ou moins analogue dans le granite lui-même.

On doit les regarder, tantôt comme des ramifications des filons, tantôt comme des gîtes contemporains.

2° Les stockwerkes se rencontrent, soit dans le granite, soit dans les grands filons ou masses d'Elvan ; le plus remarquable, celui de Carclaze, est dans le granite.

3° L'étain est disséminé dans les alluvions, à l'état de sable fin et de galets plus ou moins volumineux, où il se trouve associé avec les roches, quartz et chlorite,

qui forment la gangue des filons, on n'y rencontre pas de minéraux sulfurés. La production des stream works est devenue insignifiante.

Filons.

4° Depuis longtemps déjà on a reconnu dans le Cornwall plusieurs *systèmes de filons*; je pense avoir plus tard occasion d'entrer dans quelques développements à cet égard, je me contenterai ici de les énumérer, en insistant ensuite sur les filons d'étain. On a constaté :

Filons.		Limites générales des directions.
Filons d'Elvan		A peu près est-ouest.
Filons d'étain les plus anciens.		Est 8 à 25° N., excepté le district de St-Just, O. 35° N.
Filons d'étain plus récents		Est 8 à 25° N., excepté le district de St-Just, O. 35° N.
Filons de cuivre les plus anciens.		comme les précédents.
Filons de cuivre moins anciens.		Ouest, 5 à 35° N.
Filons croiseurs, Cross-courses.		Nord, 20° E. à nord 20° O. (plomb, fer, stériles).
Filons de cuivre les plus récents.		environ Est 15° N.
Croiseurs stériles.	Fluckans	comme les cross-courses.
Croiseurs stériles.	Slides	comme les filons.

Cette liste donne les filons et failles dans leur ordre chronologique, autant du moins que cela peut ressortir de l'étude des rejets faite jusqu'ici; il faut en excepter l'Elvan, qui est généralement recoupé par tous les autres, mais recoupe dans quelques mines les filons d'étain anciens.

Cuivre et étain.

Il ne faudrait rien voir d'absolu dans la division précédente, car un grand nombre de filons contiennent à la fois étain et cuivre; en voici quelques exemples. A Tincroft, j'ai vu un filon dont toute la zone voisine du mur ne contenait que de l'étain; immédiatement au dessus, quoique nettement distinct, se trouvait un mélange intime d'étain et de pyrite de cuivre, qui remplissait le filon jusqu'au toit. A Par Consols, un filon d'étain où la pyrite ne se trouvait que disséminée en petites mouches, en a présenté sur plusieurs points,

dans la profondeur, des masses considérables. Les mines de Dolcoath et de Carnbrea, après avoir été très-productives en cuivre, donnent aujourd'hui en profondeur, de grandes quantités d'étain.

On peut dire d'une manière générale que l'étain est celui des métaux qui a le plus de relation avec le granite ; les filons d'étain se rencontrent, surtout dans la zone voisine du granite, mais s'étendent d'ailleurs dans cette roche et dans les schistes. Il arrive même que les mines d'étain exploitées dans le killas, quoique les moins nombreuses, sont les plus productives. Filons d'étain.

Les gangues principales, sont : le quartz, la chlorite et l'oxyde de fer. On sait que le plus souvent la section d'un filon présente de part et d'autre, d'une ligne médiane, une certaine symétrie, quant à la nature du remplissage; on a observé que, suivant la roche encaissante, on rencontrait de l'éponte à cette ligne, les diverses gangues dans l'ordre suivant : Gangues.

Granite.	Roche encaissante.	Oxyde d'étain cristallisé.	
—	Quartz.	Quartz cristallisé.	Wolfram.
—	Quartz.	Chlorite.	Oxyde d'étain crist.
Schiste.	Quartz.	Oxyde d'étain crist.	
—	Chlorite.	Oxyde d'étain crist.	
Elvan.	Oxyde d'étain.	Oxyde d'étain crist.	

Dans le granite, la gangue est en général un feldspath vert pâle à cristallisation confuse, présentant quelques cristaux plus nets et des groupes d'aiguilles de tourmaline et de quartz. 1° Dans le granite.

L'étain y est disséminé *en cristaux*, rarement plus gros qu'un pois, et le plus souvent impalpables. Parfois le filon est très-quartzeux, et l'étain y est plus fort (*strong*) ; c'est ce qui a lieu à la mine de Great Work, près Helston. A Balleswidden, où il n'y a pas de filon proprement dit, mais une série de petites veines d'étain parallèles, se prolongeant dans le granite sur une

grande longueur, de même qu'au Stockwerk de Carclaze, les veinules d'étain sont presque pures et ne sont guère associées qu'à un peu de quartz, de tourmaline et de feldspath.

2° Dans le killas. Dans les schistes, le filon contient généralement une gangue très-dure de schiste quartzeux (*Capel*), généralement mêlée de chlorite, quelquefois de tourmaline et rarement de feldspath. L'étain y est encore plus finement disséminé que dans les filons du granite, et toujours accompagné de plus de minéraux nuisibles, pyrites, mispickel, wolfram et oxyde de fer terreux ou quartzeux.

Je n'insisterai pas ici sur les minéraux anciens associés à l'étain, et je résumerai seulement les caractères précédents au point de vue des difficultés qui en résultent pour la préparation mécanique ; on peut distinguer :

Résumé. Etain et gangues.

1° Étain d'alluvion, en grains plus ou moins séparés des roches ;

2° Étain en petites veinules toujours assez fort (*Strong*); dans le granite, soit sous forme de filon, comme aux mines de Balleswidden et de Beam, soit en stockwerk comme à Carclaze ; dans l'Elvan, à l'ancienne Budnick ; ou enfin dans le schiste, comme à Polberro, près Saint-Agnès, et à Drakewalls ;

3° Étain encore assez grenu, dans les filons du granite, avec quartz, tourmaline, oxide de fer, un peu de pyrite et quelque peu de chlorite.

4° Étain dans les filons du killas, avec schiste quartzeux, chlorite, pyrite, mispickel, et dans certaines localités wolfram ; c'est là que l'étain est le plus finement disséminé.

Les ateliers dont j'aurai à parler dans la suite de ce travail, traitent surtout les deux dernières sortes de minerais.

La mine de Tincroft, aujourd'hui suivie en profondeur dans le granite, produit des matières très-dures, à gangue quartzo-ferrugineuse, avec beaucoup de pyrite et mispickel et étain très-fin.

Celles de Par Consols, Polgooth, Wheal Vor travaillées dans le killas contiennent du quartz et de la chlorite; l'étain a sa plus grande finesse à Polgooth; Wheal Vor renferme notablement de mispickel.

A Saint-Day United, (ancienne mine de Poldice) la gangue est de quartz, avec beaucoup de mispickel et de wolfram; la mine est dans le schiste.

A Drakewalls, les veinules dans le killas, présentent l'étain avec une grosseur de grains toute particulière, extrêmement favorable à la préparation. Cet avantage y est compensé par l'abondance du wolfram.

Quelques parties des filons riches produisent parfois des masses de minerais, d'une teneur assez élevée pour être expédiées directement aux usines; la mine de Polberro en a été un exemple célèbre.

Rendement du minerai sortant.

La moyenne des minerais extraits aujourd'hui dans les grandes usines du Cornwall, ne *rend* pas, après préparation mécanique, plus de 2,00 pour 100 de minerai prêt pour la vente, dit *Black Tin*.

DEUXIÈME PARTIE.

§ Ier. Exposé général de la méthode de préparation; série des opérations.

Travail sur la halde.

Ragging.

Spalling.

Au sortir du puits, les minerais subissent sur la halde, un premier cassage à la masse (*ragging*), qui ne porte que sur les gros fragments; puis un deuxième cassage (*spalling*) qui réduit le tout à la dimension voulue pour le bocard; c'est-à-dire amène les morceaux à la grosseur du poing, tout au plus. Ce spalling est

accompagné d'un triage, produisant au moins trois sortes de matières :

Minerai riche . . . . . . *Best Work.*
Minerai moyen. . . . . . *Common* ou *Poor Work.*
Stérile. . . . . *Waste* ou *Halvan*, rejeté.

La présence du minerai de cuivre, dans un grand nombre de filons d'étain, oblige parfois à faire dans ce triage une qualité de plus; cependant la distinction des minerais d'étain et de cuivre a lieu le plus souvent sur le chantier, de façon que le minerai d'étain sortant, ne contient que des mouches de pyrite dont on ne peut se débarrasser par le triage.

Les divers lots de minerais riche et moyen, pesés et essayés séparément, sont conduits à l'atelier de préparation.

Situation et configuration du *Dressing Floor*. Conditions à remplir.

La situation du *Dressing Floor* doit être choisie avec le plus grand soin ; on doit chercher à y concilier :

1° La proximité des puits d'extraction ;

2° L'arrivée facile de l'eau à la partie supérieure ; c'est-à-dire vers les bocards;

3° Une pente notable, sur une étendue suffisante.

Les deux dernières conditions, plus importantes encore que la première, sont malheureusement presque contradictoires ; on n'a réellement réussi à y satisfaire qu'en appliquant aux bocards les machines à vapeur. En effet, il fallait autrefois se procurer tout d'abord une chute d'eau qui, dépensée en majeure partie pour la mise en mouvement des pilons, servait ensuite aux opérations du lavage ; le niveau total, depuis le point d'arrivée jusqu'au bas du dressing, devait être réparti entre le diamètre de la roue motrice (à augets), et la pente à conserver pour le sol de l'atelier. Même avec les solutions les plus intelligentes, les chutes, dont on disposait, ne permettaient guère d'établir que des ateliers

de 3, 4, 6 ou 8 flèches, disséminés dans les vallées. On en rencontre encore un certain nombre, et souvent aujourd'hui les exploitants des grandes concessions, louent ces bocards, soit à de petites mines, soit à des *tributors*. Bien rarement voit-on des bocards hydrauliques de 16 et 24 flèches.

Dans ces circonstances, le transport du puits d'extraction au dressing pouvait être considérable.

Avec les machines à vapeur, on n'a plus eu à s'occuper de la situation naturelle et de la puissance de la force motrice; et on a pu porter le nombre des flèches à 60, 80, 120.

Ces grands bocards, en centralisant sur un même point le travail d'une énorme quantité de minerai, ont permis l'introduction d'appareils laveurs de grandes dimensions, travaillant rapidement; dans les dernières opérations, elles-mêmes, malgré la concentration des matières, résultat de leur enrichissement, on peut encore alimenter des caissons, etc., et éviter de recourir, autant qu'autrefois, aux manipulations à bras sur les tamis, propres à traiter de petits lots de produits.

En même temps, la *masse* des matières, en ouvrant les yeux sur l'importance d'en simplifier le mouvement, a conduit à *disposer* le dressing de la manière la plus favorable.

Ce qui, sur un petit atelier hydraulique, eût constitué une impossibilité, ou un perfectionnement peu utile, est devenu aujourd'hui une nécessité ou une amélioration évidente.

Voyons comment, dans les grands dressings actuels, on remplit les conditions sus-énoncées.

En général on se place au centre de l'exploitation, près des puits d'extraction et d'épuisement, qui fournissent ceux-ci l'eau, ceux-là le minerai; la distance

des bocards aux haldes les plus éloignées dépasse rarement 1 kilomètre; de petits chemins de fer viennent aboutir à l'arrière du bocard, de manière que les wagons puissent être directement vidés dans les trémies, qui alimentent les pilons.

Le plus souvent l'eau provient de la mine, et les pompes ont à l'élever à la bouche du puits, au lieu de la déverser dans la galerie d'écoulement (*Adit*).

Après avoir traversé l'atelier, une grande partie de l'eau est généralement ramenée par des canaux souterrains à un puisard, creusé en avant de la machine du bocard ; une pompe, reliée par un balancier à celui de la machine de rotation, remonte cette eau à la surface de l'atelier.

Si l'on néglige les pertes par évaporation et infiltration, on voit que l'on peut arriver ainsi à presque doubler la quantité d'eau disponible; malgré cela, elle fait souvent défaut, et parfois en été le travail est restreint uniquement pour ce motif.

Cependant les grands dressings de 48 à 80 flèches ne consomment en moyenne que 2 à 3 mètres cubes d'eau par minute.

Dans quelques mines, comme à Tincroft et Dolcoath, l'eau arrive par d'anciennes galeries d'écoulement.

Suivant la configuration du terrain, dont on dispose, on peut avoir :

1° Une pente moyenne sur une grande largeur, formant un grand plan incliné; les canaux et les appareils sont placés bout à bout dans l'ordre le plus simple; mais le transport horizontal des matières peut devenir assez considérable (Wheal-Vor, Balleswidden).

2° Un fond de vallée resserrée, dont il y a lieu d'employer les deux coteaux.

3° Une sorte de colline en dos d'âne; les bocards oc-

cupant toujours le point culminant, une partie des appareils est rejetée sur les flancs. (St-Day United.)

4° Un coteau allongé, à pente assez roide, sur lequel on forme une série de gradins, et où la disposition du n° 1 est repliée en zigzag sur elle-même. (Par Consols.)

5° Un terrain presque plat, extrêmement défavorable et obligeant à un transport vertical considérable, soit à la pelle, soit à la brouette. (Tincroft.)

Dans tous les cas, les matières charriées par les eaux, au sortir d'un appareil, doivent trouver leur écoulement naturel.

La main d'œuvre de transport des dépôts, aux points d'élaboration, est l'élément qu'on doit s'efforcer de réduire.

Le coteau allongé et incliné présente le plus d'avantage. On voit combien la pente moyenne et l'étendue superficielle des grands ateliers peuvent varier. Comme limites de cette dernière, on peut prendre 1/2 hectare (Tincroft) et 1 1/2 hectare (Par Consols), sans compter l'espace que les déchets, boues et sables, peuvent occuper à la longue au bas des vallées, lorsqu'ils ne sont pas entraînés à la mer.

Séparation, sur l'atelier, du best et du common work.

Les bocards s'étendent de part et d'autre de la machine motrice ; chaque côté de l'atelier reçoit, au sortir du bocard, les sables d'une classe de minerai. Une partie des produits du Best-Work est enrichie isolément jusqu'à la fin de la préparation, et on évite ainsi de mêler des matières déjà riches avec d'autres plus pauvres ; le reste rentre dans la série des opérations, avec les sables du Common Work.

Division des matières, au point de vue de la préparation

Les produits du bocardage d'un minerai, sont dès le principe divisés en deux parties :

1° Sables arrêtés dans des canaux (*Crop*).

2° Boues fines entraînées dans des bassins de dépôt (*Slimes*).

Crop. Le traitement des sables du crop donne :

Des sables riches, des sables pauvres, appelés *Roughs*, et de nouvelles slimes.

Roughs. Les roughs contiennent encore de l'étain, en général engagé dans la gangue ; on en extrait quelquefois un peu de sable riche, et toujours une notable proportion de sables, étain et gangue, imparfaitement pulvérisés, et renvoyés à nouveau au bocard, sous le nom de *Crazes*.

Outre ces crazes, le travail des roughs donne encore de nouvelles slimes, et la grande masse des sables, jugés stériles et rejetés.

Slimes. Les sables, en déposant dans les premiers canaux, retiennent des boues, dont ils ne sont débarrassés que progressivement ; chaque série d'opérations produit ses slimes de nature différente.

Les résultats du traitement des slimes sont :

Une boue riche très-fine ; une boue pauvre rejetée ; une assez faible proportion de sables (dits aussi roughs).

Les produits riches, tant des sables que des slimes, ne contiennent plus qu'une petite quantité de gangue pierreuse ; mais, en même temps que l'étain oxydé, on y a concentré les minéraux métalliques de grande densité, qui peuvent se trouver associés à l'étain, et dont les proportions varient beaucoup avec le gisement ; savoir : la presque totalité du wolfram, la majeure partie du mispickel, et une grande partie des pyrites de fer et de cuivre. Sur un grand nombre de mines, les sables riches ont le reflet blanc métallique du mispickel et de la pyrite, et sont nommés par les ouvriers *Tin Witts* (1).

(1) On croit que *witt* est la corruption du mot *white*, blanc.

On éprouverait de très-grandes difficultés à vouloir pousser plus loin les opérations de lavage, et, d'autre part, de semblables produits ne donneraient au traitement métallurgique qu'un étain extrêmement impur.

Un simple grillage permet de se débarrasser des pyrites et du mispickel; le soufre et l'arsenic sont brûlés, le fer et le cuivre restent à l'état d'oxydes et de sulfates. Les oxydes sont tenus et légers, les sulfates sont solubles; un lavage ultérieur peut donc les enlever assez facilement. Grillage. (*Burning*. *Calcining*.)

Quant au wolfram, il n'est pas plus altéré que l'étain; ce n'est qu'en recourant à des réactifs qu'on a pu, dans ces dernières années, enlever le wolfram du minerai de Drakewalls.

Lorsque la pyrite de cuivre entre dans les sables riches en proportion suffisante, ceux-ci, après grillage, mouillage, et suspension dans l'eau, donnent en dissolution du sulfate de cuivre, qui est précipité à l'état de cément par le fer.

Le minerai d'étain, obtenu du traitement des sables, est à grains de dimensions appréciables; on le nomme *crop Tin;* celui qu'on extrait des diverses slimes est extrêmement fin, on l'appelle suivant la provenance *fine* ou *small Tin*.

Ces deux produits sont en dernier lieu mêlés à la pelle, et constituent l'étain noir, prêt pour le marché. (*Black Tin fit for market.*)

La proportion de l'étain fin, extrait des résidus boueux divers (*leavings*), varie beaucoup suivant les gisements, on peut admettre comme limites moyennes 1/4 à 1/7 du Black Tin, et comme limites extrêmes 1/2 à 1/20 (1).

---

(1) L'étain extrait des slimes entre dans le black tin :

A Saint-Day, pour	1/7
A Polgooth.	1/5
A Par Consols.	1/4
A Balleswidden.	1/4 à 1/3

La qualité des Crop et Fine Tins est la même; certaines parties des opérations, après grillage, donnent des produits, soit supérieurs, soit inférieurs, qui sont souvent mis à part, jusqu'à ce qu'on en ait accumulé un lot pour la vente.

Voici un tableau qui résume :

1° Les divisions principales de la préparation;

2° Les produits intermédiaires;

3° Les produits définitifs.

Tableau n° 1.

MINERAI.			PRODUITS.			
Bocardage....	Crop I. Slimes III.					
I. Traitement du crop...	Sable riche. Tin witts. Roughs II. Slimes III.	IV. Grillage.	Matières grillées. V. Lavage.	Crop tin.	Black tin.	Principal.
II. Traitement des roughs.	Crazes. Vont aux bocards. Sables pauvres rejetés. Slimes III.					
III. Traitement des slimes.	Boues riches. Boues pauvres rejetées. Roughs II.			Fine tin.		
				Eaux cuivreuses. Cément de civre.		Accessoires.
			Fumées condensées. Arsenic brut.			
			Fumées perdues. Acide sulfureux.			

Ces divisions sont générales, au moins en ce qui concerne les opérations avant grillage; je ne saurais citer, comme exception, que Tincroft, où la situation défavorable du Dressing ne permet pas de traiter tous les roughs.

En dehors des minerais d'alluvion, il n'y a que bien peu de gisements où l'absence totale des pyrites puisse

faire supprimer le grillage, et le lavage qui en est la suite (1).

Opérations avant grillage.

Amener le minerai au point convenable pour le grillage est la partie du travail la plus considérable et la plus délicate; on opère sur de grandes quantités de matières, et les plus légères modifications font immédiatement varier la dépense de main d'œuvre, et par suite le rendement qu'on peut espérer obtenir d'un minerai donné.

La structure intime du minerai, la nature des sables toujours plus ou moins pauvres, ne peuvent être appréciés qu'après une longue expérience et avec l'aide d'essais à la pelle (*vannings*), répétés à chaque instant.

1° *Bocardage*.

La première opération que subit le minerai à son arrivée à l'atelier, le bocardage est *certainement* celle qui demande à être conduite avec le plus d'habileté, car son effet est décisif et s'étend à tout le reste du travail; il y a un grand art à déterminer judicieusement, selon la nature du minerai, la grosseur du grain de sable à produire. On doit s'efforcer de briser la roche, assez pour détacher les grains d'étain de leur gangue, en écrasant ces grains le moins possible. En effet, l'étain très-fin est une source de difficultés de toute sorte; car, par suite de sa grande densité, il se trouve disséminé dans les sables aussi bien que dans les slimes. Un bocardage, poussé trop loin, écrase en même temps que l'étain une très-forte proportion des gangues, c'est-à-dire produit beaucoup de slimes, et ici, comme partout ailleurs, la préparation des matières boueuses est

---

(1) Le Stockwerk de Carclase; dans le district de Saint-Just, une partie des minerais de Wheal Bal; près d'Helston, une partie des minerais de Wendron Consols ne requièrent pas de grillage.

encore dans un état de grande infériorité, relativement à celle des sables.

On cherche donc, pour un minerai donné, à avoir le moins de slimes qu'il est possible; on est du reste arrêté dans cette tendance par les inconvénients d'un bocardage insuffisant. En diminuant la proportion des slimes, on augmente celle des roughs, c'est-à-dire de ces sables, dont on a à extraire les crazes, (étain et gangue) qui doivent être renvoyées aux bocards.

Le danger n'est pas d'accroître ainsi les frais de bocardage; car, *théoriquement*, le travail de la pulvérisation, à un point convenable, serait le même, qu'on le fît en une ou deux fois; on aurait même tout avantage sous ce rapport, puisque les crazes ne sont jamais qu'une petite fraction des roughs. Mais on a à faire subir à nouveau, aux crazes bocardées, toute la série des opérations de lavages, et, ce qui est plus grave encore, on produit une proportion de slimes, d'autant plus considérables que les bocards à crazes sont disposés de manière à broyer extrêmement fin, et doivent, comme nous le verrons, être alimentés à la fois de crazes et de minerais en morceaux. Il faut donc craindre de retomber dans l'inconvénient qu'on veut éviter.

Là, comme dans presque toutes les méthodes d'extraction des matières minérales, c'est encore une question de maximum qu'il s'agit de résoudre. On ne saurait mieux la comparer qu'à certains traitements métallurgiques, où l'on aurait comme produits d'une première fonte; métal, matte, scorie à repasser; il faudra obtenir immédiatement le plus de métal possible, et faire assez de matte pour avoir peu de scorie à repasser; sans que toutefois la proportion de matte, à traiter à nouveau, puisse compenser les avantages, qui résultent

de sa formation. De même ici, nous chercherons à obtenir le plus possible de sables bons pour l'atelier du crop, peu de slimes, et cependant une proportion de roughs qui n'ait rien d'exagéré.

D'après cela on peut conclure que tel minerai sera d'un traitement facile, qui ne donnera que peu de slimes et peu de crazes, et que tel autre sera à la fois *difficile à traiter et bien traité*, qui produira *beaucoup de slimes et beaucoup de crazes.* Caractère indiquant un minerai difficile à traiter

La proportion de crazes à faire est un élément trop variable, pour que je puisse avancer, même des limites, à cet égard (1).

Le travail du crop porte sur la majeure partie des produits du bocard : les boues seules, qui sont entraînées au delà des premiers canaux directement dans les bassins de dépôt (*slime pits*), échappent à cette première série d'opérations; leur proportion, aussi variable dans chaque mine, que celle du Fine Tin extrait, a pour limites moyennes 1/4 à 2/5 des matières totales. L'atelier du crop a donc à traiter les 3/5 aux 3/4 de celles-ci. 2° *Traitement du Crop.*

Là, comme dans les divisions suivantes, le principe du travail est d'opérer rapidement avec des appareils, en quelque sorte dégrossisseurs, qui écartent au plus vite une grande quantité de matières nettement pauvres; et d'augmenter les soins et les manipulations, à mesure qu'on arrive à des produits plus riches. On a aussi à procéder successivement aux classifications par ordre de densité et par ordre de grosseur ; c'est-à-dire qu'on alterne l'emploi des appareils où prédomine cha-

(1) A Par, on bocarde environ 1/3 à l'état de craze et minerai.
A Polgooth — 1/20 — } seulement.
A Balleswidden, — 1/40 — }

cun de ces effets classeurs. Eu égard à la finesse générale des matières, les classements de grosseur ne sont que de véritables débourbages; seulement, suivant le point de l'atelier, le produit le plus riche sera tantôt le sable, tantôt la boue.

Appareils employés.

Les appareils employés au traitement du crop sont :

1° Les canaux. (*Stripes* ou *Drags.*)
2° Le caisson. (*Square Buddle* ou *Tin Case.*)
3° Le Round Buddle.
4° La cuve. (*Kieve.*)

Canaux. (*Stripes, Drags.*)

1° Tout le long des bocards règne un plancher d'un mètre de large, sur lequel les matières pulvérisées s'écoulent jusqu'aux canaux; ceux-ci occupent en général tout le terrain, qui s'étend au devant des bocards, et sont le plus souvent inclinés dans un sens perpendiculaire à la direction de l'arbre moteur; dans d'autres cas, ils lui sont parallèles. Une moitié de ces canaux reçoit les matières, pendant que l'autre est vidée par les ouvriers ; des planches mobiles à la main, dirigent alternativement les sables dans chacune des deux séries. Tantôt on donne aux canaux une pente uniforme jusqu'à leur extrémité et une longueur d'une dizaine de mètres; tantôt on les interrompt par une ou par deux chutes, produisant l'effet de 2 ou de 3 canaux placés bout à bout. Dans le cas d'une chute, par exemple, on donnera 3 à 4 mètres à la première partie du canal et le double à la seconde.

A l'extrémité inférieure, les parois verticales portent deux coulisses dans lesquelles l'ouvrier engage, les unes sur les autres, de petites barres transversales, formant un barrage mobile, qui s'élève, en même temps que le niveau du dépôt dans le canal; les eaux boueuses passent constamment par dessus, se réu-

nissent dans une rigole générale au pied des canaux, et de là s'écoulent aux grands slime pits.

Dans une seule ligne de canaux, on se contentera de diviser le dépôt en trois parties :

1re, très-petite.	Tête du canal	(head of stripe), sable déjà assez riche.
2e, —	Milieu —	(middle of stripe).
3e, s'étend sur 2/3.	Queue —	(tail of stripe), gros sable souvent bourbeux.

Si on a des chutes, on sépare au-dessous de chacune, une petite tête, de nature analogue à la division qui la précède, et à laquelle elle est réunie ; on aura en tout quatre divisions définitives pour le cas d'une chute, et cinq pour celui de deux chutes.

Quand un canal fonctionne bien, et qu'on traite du minerai très-pauvre, la queue peut être directement rejetée aux Roughs ; presque partout on la soumet à un simple débourbage à la pelle, dans un petit bassin rectangulaire, d'où les boues s'écoulent aux slimes pits, tandis que les sables rentrent dans le roulement des opérations, que subissent la tête et le milieu.

2° Avant l'invention du Round Buddle, tous les sables des canaux étaient passés au caisson, *Buddle* (appelé aujourd'hui, par opposition, square Buddle, c'est-à-dire Buddle carré). Il en est encore de même dans tous les petits ateliers, et sur quelques dressings considérables.

Caisson. (*Square Buddle, Tin Case.*)

Le caisson est une boîte rectangulaire de dimensions variables; sa longueur est de 2m,50 à 4 mètres; sa largeur de 0m,75 à 1m,80, sa profondeur de 0m,60 à 0m,75. Il est enfoncé dans le sol de l'atelier, au niveau duquel affleure le petit côté inférieur; le fond est notablement incliné ; les matières y sont admises au moyen de deux sortes de dispositions ; la plus fréquente consiste en une auge où les sables sont jetés à la pelle, et d'où ils sont constamment entraînés, par un courant

d'eau, sur un plan incliné triangulaire garni de liteaux en éventails; les intervalles entre les liteaux sont autant de rigoles, où les matières boueuses se répartissent, et arrivent à former une nappe de la largeur même du caisson; celle-ci achève de s'égaliser en tombant sur une planchette étroite ($0^m,12$), faisant gradin, et s'écoule dans le Buddle. C'est ainsi que sont construits les grands caissons plus spécialement appelés square Buddles. L'autre disposition consiste à avoir en tête du caisson une planche plus large ($0^m,40$) sur laquelle on met directement les sables (*Jagging board*); l'ouvrier avec le tranchant de sa pelle y fait constamment dans les matières de petites rigoles suivant le sens de l'axe du caisson. L'eau, au lieu de sortir d'un trou circulaire, arrive en nappe sur la planchette maintenue chargée. Anciennement les caissons étaient tous établis de la sorte; ils n'avaient alors que de petites dimensions. On a conservé, sans motif valable, cette disposition à quelques petits caissons destinés au traitement de matières déjà riches, avant ou après grillage; on les désigne particulièrement sous les noms de Buddle ou Tin Case.

Dans les deux cas, les eaux chargées de boues fines s'échappent à l'extrémité du caisson par des trous percés dans la paroi qui en forme le pied; on engage des chevilles dans ces trous, à mesure que le niveau du dépôt s'élève dans l'appareil. Un conduit, sous le sol de l'atelier, emmène les eaux après leur sortie.

Outre un gamin pour charger les sables, il en faut un second pour travailler dans le caisson à égaliser le dépôt et à conserver à sa face supérieure la régularité d'un plan incliné. Aujourd'hui cet ouvrier est, en général, debout sur une planche mise en travers du caisson, et est armé d'un balai à long manche.

Autrefois, il se tenait dans le caisson même et agissait avec son pied, soit nu, soit chaussé d'une sandale de bois (*brogue*), si les sables traités étaient fins.

J'ai même vu à Wheal-Vor dans le cas de matières très-fines, remplacer le balai par une grosse plume attachée à une baguette; l'ouvrière étant alors assise sur un escabeau dans le caisson.

Quoi qu'il en soit, le caisson une fois rempli, le *Captain* (chef de l'atelier), trace à la pelle les divisions qu'il juge convenable de faire, et dont le nombre, ordinairement de trois, varie de deux à cinq.

Le caisson est ensuite vidé à la pelle; et les divisions qui doivent y repasser, déposées à côté en tas, jusqu'à ce que le roulement du travail ait produit des sables identiques ou très-analogues, en quantité suffisante pour une opération.

Dans les grands ateliers où les Round Buddles n'ont pas encore été introduits, les sables des canaux sont traités sur quatre Square Buddles (1); on arrive à recueillir en tête une petite quantité de sables enrichis, tout le reste allant aux Roughs proprement dits; chaque opération au caisson donne d'ailleurs plus ou moins de ces Roughs.

Les sables enrichis subissent un premier débourbage dans une cuve : je reviendrai sur cette opération, dont le produit principal est envoyé à des caissons finisseurs plus petits, Buddles ou Tin Cases.

Ceux-ci donnent des têtes riches envoyées aux cuves, pour y être débourbées définitivement, et des Roughs de richesse moyenne.

Le traitement des sables de canaux avec les caissons et Tin Cases seuls, produisent donc :

---

(1) Les 4 buddles de Wheal-Vor, p. 136, en sont un exemple.

1° Sables riches pour la cuve, en petite quantité.
2° Roughs proprement dits, en forte proportion.
3° Roughs plus ou moins riches.

Round Buddle. 3° Le Round Buddle ne saurait remplacer entièrement le caisson, mais il réalise très-bien le principe exposé ci-dessus, page 103, qui consiste à opérer rapidement et à bon marché sur la masse des matières, en écartant tout de suite une grande quantité de sables, nettement pauvres. Les petites têtes des canaux, et celles du travail aux Round Buddles, ne forment ensemble qu'une fraction minime des dépôts des Stripes; elles vont alors aux caissons, où on peut leur appliquer les manipulations plus soignées et plus dispendieuses de ce genre d'appareil.

Le Round Buddle est une grande cuve circulaire en maçonnerie dont le diamètre varie de 4^{m},50 à 6 mètres, et la profondeur, sur les bords, de 0^{m},70 à 0^{m},90; le fond est conique et généralement plancheyé. Au centre est un pilier conique en bois ou en fonte, soutenant une crapaudine sur laquelle tourne un arbre vertical en fer; cet arbre porte une trémie en tôle, dont les bords descendent un peu au-dessous de la tête du pilier. Une rigole en planches amène les matières, à l'état de boues liquides, dans cette trémie, garnie au tiers de sa hauteur d'un faux-fond percé de trous, que traversent les boues, pour aller s'écouler dans l'appareil, tout autour du pilier central. A la trémie, et en dehors, sont fixés deux bras creux en tôle, où l'on engage deux tiges de bois, auxquelles sont suspendues par des cordes deux balais rectilignes, longs chacun de un demi du rayon du Buddle. L'arbre, dans son mouvement de rotation, entraîne les balais, qui maintiennent la surface du dépôt lisse et conique, et sont d'ailleurs relevés à mesure que le Buddle

s'emplit, soit d'eux-mêmes par des contre-poids, soit par l'ouvrier.

La partie cylindrique de la cuve porte une ou trois ouvertures, fermées par un barrage à tasseaux, ou par des planches à chevilles, et communiquant, comme celles des caissons, à des conduits pour la décharge des eaux.

Le Round Buddle étant rempli, le captain y trace deux ou trois divisions, et le dépôt se trouve partagé en anneaux, qui sont des tores engendrés par un trapèze à bases verticales.

En général les ateliers où l'on travaille les sables du crop, avec Round Buddles, emploient trois de ces appareils pour le roulement des matières (1).

Quand le minerai bocardé est assez riche et que les canaux fonctionnent bien, les têtes de ceux-ci vont directement aux caissons; sinon toutes les divisions des sables de canaux sont envoyées séparément aux Round Buddles. Leur traitement y donne pour produits définitifs :

1° Sables de caisson;
2° Roughs proprement dits, en très-forte proportion.

4° Les têtes riches des caissons sont débourbées à la cuve; l'opération porte le nom de *Tozing*. Cuve. (*Kieve.*)

Dans tous les appareils précédents les matières arrivent à l'état de boues liquides, et le dépôt s'y fait dans un courant d'eau lent ou faible; dans chacun d'eux et à chaque opération, l'eau entraîne des boues fines en suspension; mais il reste encore de ces particules ténues adhérentes aux grains, soit des sables riches, soit des roughs. Avec la cuve on se propose; 1° par une violente

(1) Voir Tincroft et Par Consols, pages 138 et 142.

agitation, de détacher la boue qui adhère au grain d'étain; 2° par des secousses prolongées, de maintenir longtemps le fin en suspension, de manière que le dépôt se forme non-seulement suivant la densité, mais surtout suivant la grosseur des grains.

Les kieves sont en chêne, cerclées de fer; leur forme est légèrement conique; le diamètre supérieur va de 0m,76 à 1m,15; la hauteur de 0m,81 à 1m10.

La cuve reçoit d'abord du tiers à la moitié de sa capacité d'eau claire; puis, tandis qu'un ouvrier détermine à la pelle un rapide mouvement de giration, un second verse successivement des pelletées de sable.

On continue ainsi jusqu'à ce que la cuve soit presque pleine; on frappe alors sur ses parois pendant que le dépôt se produit; cette partie de l'opération s'appelle *packing;* et se prolonge proportionnellement à la finesse des matières traitées. L'eau s'étant éclaircie, on l'épuise avec un petit sceau à manche.

Le dépôt est ensuite enlevé à la pelle avec beaucoup de précaution, et généralement divisé en trois parties :

Top skimmings. = Écumes supérieures.
Bottom skimmings. = Écumes inférieures.
Bottom. = Fond.

Ce Bottom, lorsqu'on a opéré sur des têtes de caissons finisseurs, est le plus souvent prêt pour le grillage; on l'appelle alors *tin witts* ou *bottom fit for burning.*

Si le minerai est très-chargé de pyrite de fer et de cuivre, ces minéraux se concentrent dans les deux premières couches du dépôt et à la partie supérieure du bottom; il peut alors y avoir avantage à faire un second bottom skimmings, déjà riche, mais contenant beaucoup de grains pyriteux (1).

(1) Ce fond pyriteux doit être soumis à plusieurs grillages; le produit du premier grillage est appelé *ragging.*

Quand le minerai contient à la fois beaucoup de mispickel et de pyrites, il peut être bon de faire repasser à la cuve le bottom d'un premier tossing ; cette seconde opération donne des écumes de nature analogue à celle des bottom skimmings de la précédente, et des tin witts prêts pour le grillage.

Dans quelques mines, la kieve s'emploie d'une manière un peu différente ; on l'incline d'environ 45°, on y introduit à peu près 100 kilogrammes de sables et 100 litres d'eau, puis on agite violemment et on procède au packing ; on fait écouler l'eau en penchant la cuve, et on enlève enfin les diverses couches. Par suite de cette inclinaison la cuve présente moins d'espace au fond et plus à la surface ; le mouvement de rotation y est moins régulier, le packing imprime de plus fortes vibrations ; on admet que la partie riche s'y dépose plus rapidement. L'opération pratiquée ainsi s'appelle *Chimming.*

Cet usage, adopté il y a une trentaine d'années dans le district de Gwennap, où le mispickel abonde (1), ne paraît pas s'être répandu.

Le travail à la cuve donne en résumé :

1° Top Skimmings : sables très-fins traités comme slimes.
2° Bottom Skimmings : repassés séparément au caisson
3° Bottom. { Si le sable traité est une tête de : { caisson dégrossisseur — va au caisson finisseur. / caisson finisseur — Tin witts pour le grillage.

Sans entrer encore ici dans le détail des opérations, j'ai résumé dans ce tableau ci-joint ; l'ordre d'emploi des divers appareils usités pour le traitement du crop ; les produits intermédiaires et définitifs : 1° pour le cas où l'atelier ne possède que des caissons ; 2° pour le cas où il y joint les Round Buddles.

(1) Henwood, ouvrage précité, pages 161 et 162.

N° 2. — *Tableau résumé du traitement du Crop.*

1° Cas des caissons seuls.

Matières bocardées.

↓

Sables déposés aux *canaux*. . . . . . .
- Sable de *caissons dégrossisseurs*. . —
  - Sable de *cuve*. . . —
    - Top Skimmings, Slimes spéciales.
    - Bottom Skim. repasse au caisson *dég.*
    - Bottom Sable, de *caisson finisseur*.—
      - Sables riches de *cuve*. . . . . . —
        - Top Skim. Slimes, spéc.
        - Bot. Skim. repasse au caisson *fin.*
        - Bottom. *Tin Wills.*
      - Roughs riches.
      - Slimes.
  - Roughs.
  - Slimes.
- Roughs (quelquefois).

↓

Il s'écoule des Slimes

2° Cas des Round Buddles et caissons combinés.

Matières bocardées.

↓

Sables déposés aux *canaux*. . . . . . .
- Sables de. . . . .
  - *Caisson* (quelquefois). . . . . —
    - Sables riches de *cuve*. . . . . . . —
      - Top Skimmings, Slimes spéciales.
      - Bot. Skim. repasse au caisson.
      - Bottom. *Tin Wills.*
    - Roughs riches.
    - Slimes.
  - *Round Bundle*. . —
    - Sables de *caisson*.— (→ Sables riches de *cuve*)
    - Roughs.
    - Slimes.
- Roughs (quelquefois).

↓

Il s'écoule des Slimes.

Le traitement des roughs porte sur la majeure partie de la masse des matières, qui ont passé à celui du crop; les sables riches, produits par les fonds de cuve, les slimes des tops skimmings, et celles qui sont entraînées par les eaux dans les divers lavages, en sont seuls exceptés. *3° Traitement des Roughs.*

Les roughs peuvent être considérés comme un minerai très-pauvre, incapable de supporter des frais de main-d'œuvre élevée; c'est à dire qu'on les traite rapidement dans des appareils simples. Suivant leurs provenances, on a à distinguer plusieurs variétés de roughs :

1° Les plus importants sous le rapport de la quantité, ceux que j'appellerai roughs proprement dits, sont quelquefois les extrémités des canaux dans le cas de minerais pauvres, et toujours les résidus du travail des sables du crop, aux grands caissons dégrossisseurs, ou aux round buddles. Diverses sortes de Roughs.

2° Des roughs plus riches, et en bien moindre proportion, proviennent du travail des tin cases, ou caissons finisseurs; ce sont naturellement les queues (tails) des dépôts.

3° La plus grande partie des slimes commence par subir, ainsi que nous le verrons, un classement de grosseur, destiné à en séparer les grains un peu gros qu'elles ont pu entraîner jusqu'aux pits de dépôts; les sables extraits de boues fines, sont de quantité et de qualité très-variables, selon la disposition et la conduite plus ou moins convenable des appareils antérieurs, et le point de l'atelier où l'on considère les slimes. Ils constituent :

Tantôt des sables de caisson, tantôt des sables pauvres de la nature des roughs proprement dits.

En résumé nous aurons à distinguer :

I. Roughs proprement dits provenant des.	extrémités des canaux (quelquefois); résidus des round buddles ou des grands caissons; traitements des slimes (quelquefois).
II. Roughs plus ou moins riches.	Queues des tin cases ou caissons finisseurs.

Il est évident que les roughs, d'après la place même où on les prend dans les appareils, doivent contenir une forte proportion de boue adhérente, et que la première opération à leur appliquer est un débourbage, continué du reste par les lavages ultérieurs, auxquels une partie des produits de ce débourbage ont à passer.

I. Roughs proprement dits. Appareils.

Les roughs proprement dits sont entraînés par un courant d'eau dans un long canal de dépôt (*stripe* ou *long drag*), à la suite duquel se trouve une caisse en bois (*box*), ou une cuve en maçonnerie, puis des bassins (*pits*) pour le dépôt des boues.

Les sables arrêtés à la partie supérieure du canal sont enrichis à la *tye*, puis, s'il y a lieu, aux round buddles.

Tye.

La tye est un grand canal en planches, en tête duquel arrive une assez forte nappe d'eau; l'ouvrier verse lentement, à la pelle, les matières dans la nappe d'eau elle-même. Les parties lourdes tombent en tête du canal, l'action est complétée en travaillant à la pelle ou au balai, suivant la finesse des sables, la surface du dépôt. Les sables stériles et les slimes sont entraînés en queue du dépôt.

Son mode d'action, très-différent de celui du caisson, est à la fois débourbeur et enrichisseur.

Les têtes des tyes sont parfois immédiatement bonnes pour crazes; sinon on les passe au round buddle; le centre du dépôt y est assez riche pour craze, dès la première opération.

Les round buddles combinés pour ce traitement peuvent remplacer entièrement les tyes (1).

Les queues du dépôt du canal (stripe) sont remises en mouvement dans le courant d'eau, et envoyées aux appareils suivants box et pits, où se sont écoulés librement toutes les matières, que le stripe n'avait pas retenues. *Box.*

La box, étant plus large et plus profonde que le canal, détermine un ralentissement brusque, qui favorise le dépôt des grains; les boues coulent à la surface et se rendent d'une manière continue dans un ou deux pits.

Les roughs de la box ne tarderaient pas à l'encombrer; le plus souvent un ouvrier est chargé de les enlever constamment à la pelle, et de les mettre dans un nouveau canal, où ils peuvent encore donner des crazes, soit immédiatement en tête, soit après lavage à la tye.

A l'ouvrier on a avantageusement substitué, sur plusieurs ateliers, une soupape (*devil*, diable), qui commande une ouverture pratiquée au fond de la box; elle laisse écouler périodiquement dans le second canal les roughs accumulés dans la box, et se trouve refermée avant que les eaux boueuses aient pu gagner le fond. **Soupape. (*Devil, Jacket.*)**

En résumé le traitement des roughs proprement dits produit :

1° Crazes en proportion variable;
2° Sables pauvres rejetés, en très-grande quantité;
3° Slimes en proportion variable.

Les roughs riches ne donnent au contraire aucune matière à rejeter directement; quand ils proviennent de queues de caissons riches, on peut en extraire : **II. Roughs plus ou moins riches.**

---

(1) C'est ce qu'on était sur le point de faire à l'atelier de Par Consols.

1° Tin witts prêts pour le grillage;
2° Crazes;
3° Sables très-fins de caisson;
4° Slimes.

Le premier produit manque lorsque l'on traite des queues de caisson de richesse moyenne.

Appareil. (*Shacking tye.*) Le débourbage appliqué aux roughs riches porte le nom de *shacking process*, et s'exécute dans un appareil unique, composé de trois parties, construites en planches (*shacking tye*).

1° En tête est une auge recevant les matières; elle est légèrement inclinée, et ses parois verticales se rapprochent de manière à rétrécir la sortie. 2° A la suite et plus bas est une box, puis un canal de dépôt (long pit), séparé de la box par une planche formant niveau.

Dans le cas de roughs moyennement riches, les matières sont chargées de temps à autre sur l'auge, d'où un courant d'eau les entraîne dans la box; là elles sont constamment remuées à la pelle, les roughs en sont retirés pour crazes, et les slimes plus ou moins fines passent au pit; la tête de ce pit allongé contient encore des matières un peu grenues.

Si les roughs sont riches, on les relève à la pelle sur l'auge même où on les place, et où reste alors une certaine quantité de tin witts, toujours très pyriteux; le reste s'écoule, comme dans le cas précédent, et donne les mêmes divisions.

Dans le tableau suivant j'ai résumé la marche des opérations et la série des produits; j'y ai distingué le cas ou l'atelier n'emploie que des caissons, et celui où il réunit round buddles et caissons; c'est à ce dernier que se rapportaient spécialement les indications ci-dessus, relatives aux roughs proprement dits.

N° 3. — Tableau résumé du traitement des Roughs.

I. Roughs proprement dits.

1° Atelier avec grands caissons.

Queues de caissons allant :

↓

Tye. — 1° Crazes, ou 2° repassant à la *tye*. — 3° Allant à la box. | 1° Crazes. 2° Repassant à la tye. 3° Allant à la box.

↓

Box. — Roughs rejetés dans un *stripe*. — | 1° Crazes. 2° Sables pauvres rejetés.

↓

Pits. — Slimes.

2° Atelier avec round buddles.

Queues de round buddles :

↓

1er Canal. | 1° Sables de *tyes*. — | 1° Sables de *round buddles*. 2° repassant à la tye. 3° envoyé à un 2e canal. | 1° Crazes. 2° Sables du 2e canal.

2° Sables allant à la box.

↓

Box. — Roughs rejetés dans le 2e *canal*. . . . . | 1° Crazes, ou sables de tyes. — 2° Sables pauvres (1). | 1° Crazes. 2° Sables pauvres (1).

↓

Pits. — Slimes.

II. Roughs plus ou moins riches.

1° Roughs moyennement riches (*shacking process*).

Queues de caissons allant :

Auge. — 0.

↓

Box. — Roughs pour crazes.

Long-pit. — Slimes.

2° Roughs riches (*shacking process*, spécial).

Queues de caissons :

↓

Auge. — Tin witts, prêts pour le grillage (très-pyriteux).

↓

Box. — Roughs pour crazes.

↓

Long-pit. 1° Sables fins de caissons (s'il y a lieu). 2° Slimes.

(1) Ces sables pauvres sont ordinairement rejetés ; il peut y avoir lieu de les traiter à nouveau dans une série Box, Pits, 3e canal pour les Roughs de la Box et Tyes pour les sables du 3e canal. C'est ainsi qu'on opère à Par où le 3e canal reçoit tous les résidus (*leavings*), sables et slimes, et les conduit à un atelier de *tributors*.

4° Traitement des Slimes. Le traitement des slimes n'a pas sur tous les ateliers une égale importance, mais il présente partout les mêmes difficultés. La quantité de slimes varie avec la finesse du bocardage, et nous avons admis qu'elle formait en général de 1/4 à 2/5 des matières totales.

Elles sont composées de particules de toutes dimensions, depuis les sables très-fins *jusqu'à une poussière impalpable.*

Une slime, prise dans son ensemble, constitue un mélange d'une grande ténuité, et cependant le rapport entre le diamètre moyen d'un de ses grains, et celui d'une de ses poussières, peut être beaucoup plus grand que le rapport analogue entre un fragment de minerai de bocard et un grain de sable des roughs. En outre l'étain, moins dur que la gangue quartzeuse, y est en partie réduit à la plus grande finesse. On a donc à lutter, dans le traitement de quelques-unes des slimes, contre les difficultés suivantes :

Difficultés. 1° Ténuité générale des matières allant jusqu'à un état de boue compacte;

2° Très-mauvrais classement de grosseur;

3° Étain généralement extrêmement fin.

On conçoit combien il est nécessaire de maintenir, autant que possible séparées, les slimes produites par les diverses opérations précédemment décrites; on peut à cet égard distinguer :

Diverses sortes de Slimes. 1° Slimes principales, recueillies aux grands slime pits, après avoir échappé au dépôt dans les premiers canaux (tableaux n° 1 et n° 2);

2° Slimes des petits slime pits; le travail du crop aux R. buddles et caissons donne des eaux boueuses, qui servent le plus souvent à l'entraînement des roughs proprement dits dans le premier canal; les boues de ces eaux, et celles qui se détachent des roughs sont retenues dans

de petits pits à la suite de la box (tableaux n° 2 et n° 3) ;

3° Slimes du shacking process, en petites quantités (tableau n° 3) ;

4° Les top skimmings des cuves (tableau n° 2), toujours assez riches ;

5° Secondes slimes, formées par les résidus du travail des autres slimes ; elles sont assimilables aux slimes principales, et traitées comme elles. Nous reviendrons plus loin sur ces diverses slimes.

Les appareils consacrés aux slimes sont les : Appareils.

1° *Boxes* de classement ;

2° *Paddle trunks ;*

3° Caissons ;

4° *Frames*, tables dormantes ;

5° *Kieves.*

Il ne me reste à décrire que les Paddle trunks et les frames. *Paddle Trunks.*

Le paddle trunk a essentiellement pour but de désagglutiner les boues, et d'en séparer les parties les plus ténues, que l'on renonce à traiter.

Autrefois un *trunk* se composait de trois parties analogues à celles de la shacking tye : le *streke*, d'où les matières, qui y sont chargées, sont entraînées par un courant d'eau ; le *cover*, boîte intermédiaire, et la *hutch* ou canal de dépôt. Le cover n'était pas destiné à recueillir un produit ; un ouvrier, armé d'une pelle qu'il agitait constamment, en faisait écouler les boues, *par lavées*, dans la hutch.

Dès l'année 1825 (1), on a commencé à faire l'opération du *trunking* avec des palettes (*paddles*), mues par des moyens mécaniques.

Aujourd'hui les trunks sont groupés les uns à côté

(1) Henwood, déjà cité.

des autres, par rangées de vingt-quatre ou trente-deux; les divers covers se sont confondus en un long canal transversal, qui règne en tête de la série des hutches; un arbre horizontal, porté à ses extrémités par des tourillons, à environ 1 mètre au-dessus du canal, est armé d'autant de bras qu'il y a de hutches, et chaque bras est muni d'une palette en bois, qui plonge de quelques pouces dans la boue du canal. Les strekes sont remplacés par une, deux ou trois boxes, où les slimes sont remuées à la pelle, et d'où l'on retire les roughs, dont il a été ci-dessus question; l'eau, qui est admise dans ces boxes, entraîne les boues dans le canal transversal; les palettes les y reprennent, et à chaque mouvement alternatif qu'elles reçoivent de l'arbre, chacune d'elles en fait passer une certaine quantité dans la hutch correspondante.

L'arbre est mû, soit par une transmission avec la machine de bocard, ou une roue hydraulique, soit par un gamin, à cheval sur un rayon, à angle droit avec les palettes; un contre-poids, fixé à l'extrémité d'un rayon, opposé au précédent, ramène celles-ci à l'autre côté de l'angle qu'elles décrivent.

Frames diverses. La *frame* (cadre) ou *rack* est la table dormante anglaise. On en emploie dans le Cornwall de dimensions et constructions très-différentes; leur caractère commun est le mode de déchargement des matières lavées, par *rotation de la table*.

L'appareil consiste essentiellement en une table rectangulaire formée de planches, maintenues jointives par un cadre faisant rebords; aux petits côtés du cadre sont fixés des tourillons, soutenus à des niveaux différents, de manière à donner à la table la pente convenable.

Au-dessous sont deux ou trois compartiments, destinés à recevoir les produits du lavage, et dont les

longueurs relatives correspondent à la division que l'on veut faire des matières lavées. A leur suite et du côté du pied, est un canal où tombent, pendant la durée du travail, les boues et l'eau qui traversent la table, et s'échappent constamment de celle-ci par un vide de quelques centimètres, laissé entre les planches et le rebord inférieur.

Chaque opération comprend, en général, trois périodes.

1° Arrivée des matières et dépôt des parties riches;

2° Lavage des matières déposées, par une nappe d'eau pure, sur la table même;

3° Rotation de la table sur ses tourillons jusqu'à la position verticale; lavage du dépôt qui s'écoule dans les compartiments inférieurs; retour de la table à sa position de plan incliné.

C'est à effectuer plus ou moins heureusement ces diverses parties du travail que tendent les nombreuses modifications, successivement introduites dans l'établissement des frames; on a surtout en vue l'économie de main-d'œuvre et la diminution de la perte en étain; second but subordonné partiellement au premier.

Sans entrer ici dans une description détaillée des frames, il est cependant nécessaire d'avoir une idée des principaux types en usage, pour pouvoir comprendre la place qu'elles occupent sur les divers ateliers.

La vieille *hand frame* (frame à main), la seule mentionnée dans les mémoires de 1828 et 1829 (1), recevait les matières à la pelle, sur une planche fixée en tête, au-dessus de la table, et faisant l'office du jagging board des tin cases, c'est-à-dire que les boues y étaient divisées en rigoles et entraînées par une nappe d'eau.

(1) Henwood, Coste et Perdonnet.

Entre cette planche fixe et la table mobile, la continuité est établie, ici comme dans toutes les autres frames, par une planchette formant volet, qui se rabat sur le bord supérieur du cadre pendant le travail, et se trouve relevé, lors du déchargement, suivant un mouvement de rotation dont l'axe est perpendiculaire à celui de la table. Le volet est relié à la planche fixe, soit par deux bandes de cuir clouées aux extrémités, soit par deux petits tourillons, engagés dans deux pitons.

Quand l'ouvrière a fait passer les charges sur la table, en écrasant à mesure sur la planchette, et jusque sur la tête de la table les grumeaux de boues, et égalisant les matières avec une sorte de houlette (*rake*) qu'elle promène de temps à autre transversalement et de bas en haut, elle laisse arriver l'eau pure pour débourber le dépôt, puis enlève un déclic et repousse la frame, qui prend la position verticale, où un second déclic la maintient au besoin. A l'aide d'une poche ou d'une corne de bœuf emmanchée, elle puise dans une caisse de l'eau pure, qui, lancée sur la table, entraîne le dépôt dans les deux cuves rectangulaires placées au-dessous.

Pour le service de la hand frame, l'ouvrière est constamment occupée pendant la première et la troisième période ; elle a en outre à charger les boues à la pelle sur le jagging board.

On a beaucoup diminué son travail par l'emploi des frames mécaniques (*machines frames*) (1) où l'on fait arriver les matières en suspension dans l'eau par un canal, d'où elles tombent sur une tête triangulaire garnie de tasseaux répartiteurs. La différence essentielle

(1) Exemple : Wheal vor.

entre la hand et la machine frame est analogue à celle qui existe entre la tin case et le square buddle, c'est-à-dire réside dans le mode d'arrivée des matières. Il est évident qu'ici, plus encore qu'au caisson, il y a toute importance à délayer les matières préalablement.

Grâce à cette disposition, on a pu placer les machines frames par rangées parallèles; souvent même on en établit deux lignes dont les têtes se touchent, et où les tables sont inclinées en sens opposé; l'ensemble présente une pente sensible, perpendiculairement à l'inclinaison des frames; deux canaux règnent au milieu sur toute la ligne, l'un pour l'arrivée des boues liquides, l'autre pour l'eau pure.

Une seule femme peut alors conduire deux, quatre ou six frames à la fois, suivant la nature des slimes. Les cuves inférieures sont remplacées par des planchers en forme de rigoles, qui conduisent dans des pits séparés, à l'extrémité de la ligne de frames, tous les produits des têtes, milieux et queues; on peut vider ces pits sans interrompre le travail des tables.

Ici l'ouvrière a encore à laver à la corne pour le déchargement de la frame.

Cette besogne est elle-même supprimée dans les frames dites *self-washing*. Une rigole, faite avec deux planches clouées à angle droit, est soutenue sur deux pivots dans une position horizontale au-dessus de la table; elle se remplit d'eau pure pendant les deux premières périodes; la table, dans sa rotation, lève un déclic, la rigole se renverse, et son contenu tombe en nappe et nettoie le dépôt; aussitôt vidée, la rigole est ramenée par un contre-poids à sa position initiale.

Les *self-acting* frames (1) marchent d'elles-mêmes,

(1) Exemple: Carnbrea.

et ne demandent que d'être surveillées, en cas de dérangement du mécanisme.

On y supprime la deuxième période, le lavage sur la table; le mouvement de rotation est emprunté à l'eau boueuse qui traverse la frame; à cet effet le tourillon inférieur, au lieu d'être posé au milieu du cadre, est rejeté vers le côté qui s'abaisse lors de la rotation; au-dessous de l'angle inférieur, et du même côté, on cloue une boîte de capacité convenable qui reçoit, pendant la lavée, une partie de l'excédant des eaux boueuses; quand elle est assez remplie, son poids fait tourner la table; celle-ci vient renverser la rigole de déchargement. Pendant ce temps la boîte s'est vidée, et, par suite de l'obliquité de l'axe des tourillons, la gravité de la table l'emporte, et la ramène à sa position primitive.

D'autres self-acting frames (Saint-Day et Tincroft) d'invention récente, au lieu d'abandonner l'exécution des divers mouvements à l'action de l'eau, assez irrégulière et variable avec l'état d'entretien de l'appareil, la subordonnent à un mécanisme, mû par une petite roue hydraulique, qui commande toute une rangée de tables, et détermine les rotations à des périodes réglées une fois pour toutes. Un gamin suffit pour surveiller une quinzaine de frames.

I. Slimes principales. Les slimes principales réunissent toutes les conditions d'un traitement difficile. Les grands *pits* où elles sont reçues sont des bassins en maçonnerie enfoncés dans le sol de l'atelier; si la pente du terrain le permet, une de leurs faces est libre extérieurement, et percée d'ouvertures pour la sortie du dépôt.

Quand les slimes ont gagné le fond, et que l'eau est à peu près claire, on la fait écouler au puisard de la pompe du bocard, ou bien on l'envoie d'abord dans de

seconds pits pour achever de se clarifier. On laisse légèrement dessécher les boues, parce que l'alternative de sécheresse et d'humidité détermine des contractions inégales dans la masse des matières, et facilite ultérieurement le départ des particules terreuses.

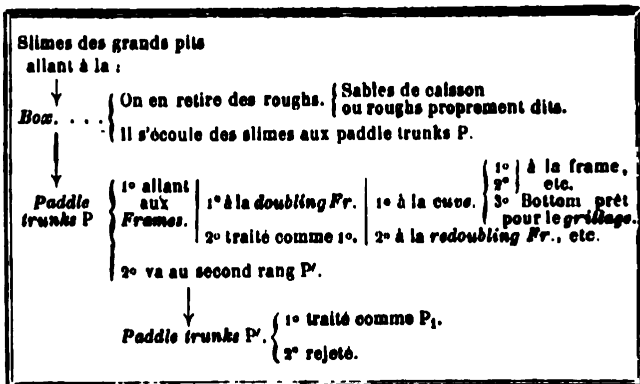
Si le pit a une face dégagée, on reprend les slimes par un courant d'eau, sinon on les extrait à la pelle et on les porte dans une *box* où l'eau arrive, et où elles laissent la majeure partie des roughs mentionnés ci-dessus, page 114. Les matières, bien délayées dans la box, s'en échappent et vont se déposer dans une première rangée de *paddle trunks*. Ici on fait deux divisions; les queues vont à une deuxième rangée de paddle trunks, où se font encore deux divisions; les queues de celles-ci sont directement rejetées (1), ou, tout au moins, envoyées à une autre partie de l'atelier.

Les têtes des deux rangs de trunks sont de richesse inégale, mais subissent séparément des traitements analogues.

Un premier lavage à la frame donne deux divisions de teneurs différentes, traitées de même, mais séparément; chacune va à des frames doublantes (*doubling frames*, c'est-à-dire travaillant les produits des premières); les queues vont à une troisième série de frames dites *redoubling;* les têtes des doubling frames sont prêtes pour la cuve; le bottom de celle-ci va au grillage, et les deux couches supérieures sont renvoyées aux frames.

(1) A Par, les queues des deuxièmes paddle trunks vont à la mer; à Wheal Vor, elles sont traitées, hors du chantier principal, avec toutes les secondes slimes qui s'en écoulent.

N° 4. — Tableau-résumé du traitement des slimes principales.



Le tableau ci-joint indique ce qu'il y a de général dans le traitement; quant à ses variations, elles sont comparables à celles de la nature des matières; il n'y a donc pas lieu d'essayer de les exposer.

On voit, en somme, que le premier minerai obtenu, prêt pour le grillage, a dû passer par la box, les premiers paddle trunks, deux opérations aux frames et la cuve dont il constitue le fond. Que si, au lieu de considérer les têtes des dépôts, on a affaire aux produits inférieurs, on devra répéter le travail des frames pour arriver à l'emploi de la cuve. J'ajouterai que les top skimmings et bottom skimmings de la cuve, traités aux frames, donneront des têtes, tantôt bonnes pour le grillage, tantôt pour un nouveau tozing, suivant la nature des boues. On produit donc définitivement :

1° Boues riches à griller, provenant des : . . . { bottom de cuves, principalement; têtes de frames;

2° Secondes slimes : de toutes les eaux boueuses qui traversent les frames, et quelquefois des queues des deuxièmes paddle trunks;

3° Boues très-fines et pauvres à rejeter; des queues des deuxièmes paddle trunks.

Les slimes des petits pits sont d'un travail bien plus facile ; d'abord elles ne renferment pas de roughs, puisqu'elles ont déjà traversé une box ; en outre, elles ne sont pas, comme les précédentes, chargées de ces poussières fines qui rendent les matières plastiques ; mais elles se rapprochent plus des sables très-fins que des boues. Sur quelques ateliers, on a, à la suite de la box, deux pits *successifs* en forme de cuve ; le premier retenant les slimes les plus grosses ; dans d'autres on se contente d'un pit allongé, où les têtes sont prises comme boues grosses, et le reste divisé encore en deux parties, qui subissent séparément un traitement identique, est regardé comme fin. II. Slimes des Petits Pits.

Dès l'arrivée aux pits, on cherche donc à avoir un classement de grosseur ; je reviendrai sur les essais qu'il y a lieu de tenter à cet égard.

Le gros va aux frames, soit directement, soit après avoir passé au caisson ; les têtes de frames sont tantôt prêtes pour le grillage, tantôt pour la cuve, et alors le bottom est à griller.

Le fin subit un traitement analogue à celui des produits des frames, qui ont travaillé les têtes des paddles trunks P, c'est-à-dire vont aux frames, cuve, etc.

Les slimes du shacking process sont assez analogues aux précédentes, car elles proviennent, comme elles, du débourbage de roughs ; le long pit où elles déposent les classe assez bien comme grosseur ; la tête de ce canal peut constituer un sable fin de caisson ; le travail du caisson donne des sables de cuve, et ceux-ci un bottom à griller, et des dessus pour la frame. La queue, ou s'il y a lieu la totalité du canal, est successivement traitée à la frame et à la cuve ; le classement alternatif de richesse sur la frame, et de richesse et de grosseur dans la cuve, donne des têtes et des bottom prêts à griller. III. Slimes du Shacking Process.

IV. Top Skimmings.

Les principaux top skimmings sont produits par les cuves, qui traitent les têtes des caissons finisseurs. Ce sont des sables très-fins, bien classés de grosseur et déjà riches; aussi n'a-t-on à leur appliquer que le travail à la frame. Chaque opération à la frame donne une tête pour le grillage; en dernier lieu la tête peut être du minerai de cuivre bon pour la vente; car la pyrite abonde en général dans les top skimmings (Par Consols).

Quelquefois les queues de la première frame contiennent encore quelques gros grains, étain et gangue; on les extrait des slimes par un shacking et on les envoie aux bocards.

Quant aux couches supérieures des cuves, où on traite des boues enrichies de l'une des espèces I, II et III, nous avons vu que les top et bottom skimmings avaient à repasser aux frames; mais pour arriver à l'enrichissement de ces matières, il faut souvent renouveler l'action de la cuve, parce qu'elle est moins efficace sur des slimes d'une aussi grande finesse qu'elle peut l'être sur des sables de caisson. Les boues riches, qu'on obtient des têtes des frames, sont de plus en plus ténues, et la suite de la préparation en extrait l'étain fin spécialement nommé *small tin*.

V. Secondes Slimes.

Les secondes slimes, ou déchet des lavages précédents, sont reçues, quand la localité le permet et qu'on y trouve avantage, dans de grands pits; elles passent à une seule rangée de paddle trunks, dont les têtes subissent le même traitement que dans le cas des slimes principales, et dont les queues sont définitivement rejetées.

En résumé, les opérations avant grillage ont donné comme produits définitifs, et sauf les variations locales:

Tableau n° 5.

TRAITEMENT.	PROVENANCE.	PRODUITS.	DESTINATION.
Crop.	Fonds de cuves. . . .	Tin witts.	Four de grillage.
Slimes.	Fonds de cuves. . . . Têtes de frames.. . . Queues de paddle trunks.	Sable fin et boue riche.	
		Boues pauvres. .	Rejetés.
Roughs.	Queues de canaux ou de tyes.	Sables pauvres. .	

Suivant la situation du Dressing Floor, il est plus ou moins facile de se débarrasser des déchets toujours considérables de la préparation. Dans le cas heureusement rare où, comme à Tincroft, la pente ne permet pas aux matières de s'écouler naturellement hors de l'atelier, on est obligé de les transporter par wagons jusqu'aux remblais; et ce peut être une source de dépenses considérables. Ainsi une grande mine qui produira 300 tonnes de Black Tin, rejettera, en supposant un rendement de 2 p. 100, près de 15.000 tonnes, soit environ 8.000 mètres cubes de boues et sables.

Le plus souvent, ces matières vont s'accumuler au fond de la vallée, où elles occupent des espaces étendus; il en est ainsi à Polgooth; quand la vallée débouche à la côte, les cours d'eau les y entraînent en grande partie. Quelquefois les anciens, dont les procédés de préparation étaient assez grossiers, ont laissé dans leurs déchets assez d'étain pour qu'il y ait avantage à les traiter à nouveau, quand le prix du métal est élevé. C'est ce que l'on faisait en 1855 à Wheal Vor; en 1857, dans la vallée de Pentuan un peu plus haut que les stream works, aujourd'hui en exploitation, des tributors reprenaient les résidus de premiers travaux.

A Par Consols, l'élévation et la pente prononcée du co-

teau permettent de tout envoyer à la mer par une rigole en planches, portée sur une longue estacade, et qui va aboutir sur les sables de la grève à côté de l'usine à plomb.

Grillage.

Je ne mentionne ici l'opération du grillage que pour mémoire; j'en ai exposé le principe page 99, et j'y reviendrai avec détail en décrivant les fourneaux.

Tandis que les sables et slimes riches des stream works et de quelques mines n'ont pas besoin d'être grillés, d'autres minerais, presque purs, se contentent d'un seul grillage. Sur la plupart des ateliers, les produits riches doivent être grillés au moins deux fois, et seuls les meilleurs fonds de cuve n'y passent qu'une fois au four.

Opérations après grillage.

Le lavage du minerai grillé s'appelle plus spécialement *Dressing;* le local où on le pratique, et qui attient aux fours de grillage, porte le nom de *Burning house* ou *Dressing house.*

Grandes variations dans ces opérations.

Les opérations que subit le minerai cru, ont un caractère de généralité, qui m'a permis de les exposer dans leur ensemble; rien de plus variable au contraire que le traitement à appliquer aux matières grillées, et cela pour deux raisons principales.

1° La nature plus ou moins pyriteuse des minerais extraits.

2° Sur un atelier donné, le grand nombre de produits divers, issus séparément des opérations précédemment décrites, et qui sont maintenus séparés jusqu'à la fin de la préparation.

L'intérêt qu'il pourrait y avoir à entrer dans les détails du *Dressing*, est du reste bien diminué par cette considération que, d'une part, le principe du travail n'y est pas changé, de l'autre, que même pour les minerais très-pyriteux, la dépense de main-d'œuvre n'y

dépasse pas le 1/10 de celle avant grillage; malgré les manipulations très-soignées auxquelles on s'y livre.

Ce serait donc s'exposer à tomber dans une confusion inutile, que d'essayer de suivre jusqu'au bout les diverses matières qui sortent du four de calcination.

Les impuretés qu'elles renferment sont principalement l'oxyde de fer très-ténu, et la gangue pierreuse presque entièrement à l'état de craze, c'est à-dire adhérente à des particules d'étain; elles contiennent en outre des sulfate de cuivre, sous-sulfate et sous-arséniate de fer, et plus ou moins de sulfures non décomposés. Enfin quelque soin que l'on ait pris au four du grillage, il s'est produit des agglomérations, là où le feu a agi trop rapidement. Nature des matières grillées.

Après refroidissement, le minerai grillé est humecté légèrement et abandonné quelque temps à l'action de l'air; une partie au moins des sulfures passe à l'état de sulfates, et la totalité du cuivre est rendue soluble (1).

A Tincroft, les matières tombent toutes rouges du four dans l'eau; l'oxyde de fer prend une teinte brun noir et se lave plus difficilement; c'est là évidemment un procédé désavantageux.

On commence par un tamisage qui sépare les agglomérations; elles sont envoyées aux bocards comme tous les déchets du dressing house; le minerai est reçu dans une kieve, et, s'il est suffisamment cuivreux, les eaux sont reprises après digestion, et versées dans la caisse de cémentation. Tamisage.

On emploie pour la précipitation du cuivre, les vieilles ferrailles de l'atelier, notamment les grilles de bocard hors de service; afin de diminuer la consom- Précipitation du cuivre.

---

(1) Cependant, dans le district de Saint-Just, les sables et boues, déchets du lavage après grillage, sont fréquemment vendus pour cuivre.

mation de fer, on a presque partout le soin de fermer la caisse par un couvercle en planches. Le cément obtenu, valait en 1857 environ 50 £ = 250 fr. la tonne, c'est-à-dire rendait à l'essai 50 p. 100 de cuivre métallique, dans le cas toutefois d'une opération bien conduite.

Appareils usités au Dressing House.

Les appareils usités au dressing house, sont les cuves, les caissons, les tyes, les frames et les tamis à fond de cuivre (*copper bottom*), ou de crin (*hair sieve*).

Tamis.

Les tamis sont manœuvrés de plusieurs manières.

1° Nous venons de les voir employés pour passer le minerai grillé ;

2° Ils servent de crible à secousse ; l'opérateur y met deux ou trois pelletées de matières et le plonge à demi dans une cuve pleine d'eau ; il le secoue de haut en bas, en lui imprimant un mouvement circulaire ; les parties légères, qui sont toujours ici des crazes, gagnent le dessus du dépôt, où on les reprend à la racloire ; on recharge à nouveau le tamis jusqu'à ce que le poids en devienne trop considérable. L'opération s'appelle *Jigging*, on y emploie les Copper Bottom ;

3° Le travail du *dilluing* se fait aux tamis de crin dont le tissu est très-serré. Un aide y verse environ quinze kilos de minerai ; l'ouvrier le plonge entièrement dans l'eau, l'agite comme ci-dessus, et en outre transversalement ; et quand les parties légères ont été mises en suspension, il l'incline sous l'eau, de manière qu'elles s'échappent, par dessus les bords du tamis, dans la cuve. Le dépôt de la cuve est repris ; passe au caissons et à la kieve, et ne donne jamais qu'une qualité d'étain très-inférieure (1).

(1) Avant la création des grands ateliers à vapeur, on employait beaucoup les tamis à bras pour le lavage des minerais crus; le dilluing s'appliquait particulièrement à l'avant-dernière division faite dans les caissons.

Les tyes sont employées comme pour le traitement des roughs (page 114); elles peuvent être remplacées par un caisson, dans lequel on fait arriver en nappe un fort courant d'eau; le minerai est versé progressivement à la pelle dans la nappe d'eau; on entraîne ainsi à la fois les gros grains de craze et l'oxyde de fer très-ténu.

Voici maintenant quelques exemples de traitement : Exemples de traitements.

N° 1. Minerai riche grillé une seule fois. (*Tin witts burnt clean.*) On fait un premier débourbage à la cuve, on enrichit au caisson, et on termine à une seconde cuve dont le fond donne le crop tin.

La première cuve produit :

1° Top skimmings envoyé à la frame;
2° Bottom skimmings, repasse, s'il y a lieu, à la cuve, ou va.................... } au caisson.
3° Bottom va directement............ }

Quant au caisson, dans le cas de très-bons tin witts, la tête du premier lavage est propre à la deuxième cuve; ordinairement on doit repasser jusqu'à trois fois les têtes successives.

Les divisions moyennes des divers lavages au caisson sont traitées sur le même appareil, jusqu'à ce qu'elles soient assez riches pour la deuxième cuve; le fond de la cuve peut encore contenir un peu de craze, que l'on enlève au tamis par un *Jigging*.

Les queues des caissons contiennent beaucoup d'oxyde de fer, les crazes, et même parfois ici, quelques gros grains d'étain. S'il y a lieu, on extrait cet étain avant d'envoyer les queues au bocard. A cet effet, on les passe à la tye dont la tête est de l'étain propre, ou rendu tel par un *dilluing* au tamis de crin.

Les top skimmings des diverses cuves vont à la frame dont les queues sont des crazes, et les têtes, grillées de nouveau, si cela est nécessaire, vont à la cuve.

On y fait :

1° Top skimmings repassant à la frame;
2° Bottom skimmings va. . . . . } au caisson.
3° Bottom propre, ou va. . . . . }

Le travail au caisson donne des matières de cuves, et le fond de celles-ci est de l'étain fin, de première ou de deuxième qualité suivant qu'on a reçu à la cuve les premières têtes, ou les divisions inférieures (enrichies) des caissons.

Les queues de ces opérations au caisson ne contiennent évidemment pas de gros grains d'étain; ce sont des crazes directement envoyées au bocard.

Le traitement que je viens d'indiquer pour les top skimmings est à peu près celui qu'on appliquera aux slimes riches grillées.

N° 2. Produit pyriteux destiné à subir plusieurs grillages.

Les matières grillées une fois s'appellent *Rag-burnt*; on les tamise, on les passe à la cuve; on obtient :

1° Top skimmings pour frame;
2° Bottom skimmings pour caisson;
3° Bottom pour le deuxième grillage.

Les Bottom skimmings au caisson donnent ;

1° Tête pour le deuxième grillage;
2° Milieu repasse au caisson ;
3° Queue, craze au bocard.

On retombe ensuite sur le traitement précédent, N° 1.

Je bornerai là ces exemples sommaires, en faisant remarquer qu'on produit au dressing house, outre les minerais en sable (*crop*). fins (*fine*) et très-fins (*small*), dont le mélange constitue, ainsi que je l'ai indiqué, le Black Tin pour la vente, des crazes grillées de toutes grosseurs; les eaux ferrugineuses des caissons et des dernières opérations aux frames sont les seules ma-

tières, qui vont, avec les premiers déchets avant grillage, se faire traiter dans la partie inférieure du Dressing Floor, là où existe un atelier secondaire pour ces déchets.

§ II. DESCRIPTION DE QUELQUES ATELIERS. — FORMULES DE TRAITEMENT.

Les considérations générales, et un peu théoriques, qui précèdent, permettront l'intelligence des formules pratiques et détaillées suivies sur quelques ateliers, pris comme exemples; en même temps, les croquis d'ensemble (Pl. IV, *fig.* 1, 2, 3 et 4), représentant tout ou partie des dressings floors, donneront une idée du nombre et de la disposition relative des divers appareils. Ici encore je m'en tiendrai à une simple description, partielle pour les ateliers de Wheal-Vor, Tincroft, Saint-Day-United et Drakewalls, et complète pour celui de Par Consols, renvoyant pour les données numériques à la suite de ce travail.

Wheal Vor en 1855.

La mine très-ancienne de Wheal Vor, abandonnée à cause de l'abondance des eaux, a été reprise en 1853, et sa production a été rapidement portée à un chiffre très-élevé; en 1856 elle était arrivée à 425 tonnes, et en 1855 elle atteignait déjà 313 tonnes; c'est à ces dernières conditions que s'appliquent les dispositions du croquis (*fig.* 1).

J'y ai laissé de côté le best work et les crazes, et représenté le common work, les roughs, les slimes et la maison de calcination. L'examen des deux premières parties servira d'exemple de la méthode de préparation suivie avant l'introduction des round buddles et des soupapes à roughs.

1° Traitement du crop du common work.

Les sables de bocard déposent dans deux rangées successives de canaux A et B. On y fait cinq divisions: a, a', b, b' et b''. La dernière partie b'', très-chargée de boues, est passée aux boxes H; le fin va rejoindre les slimes aux grands pits S, et les gros sables retirés des boxes sont lavés aux grands caissons C.

Les quatre premières parties des canaux vont directement aux grands caissons; on fait sur chacun d'eux les divisions suivantes, dont les longueurs varient avec la nature des sables.

CAISSON	NOMBRE des divisions.	DÉSIGNATIONS des divisions.
C_1	2	c_1 c'_1
C_2	4	c_2 c'_2 c''_2 c'''_2
C_3	4	c_3 c'_3 c''_3 c'''_3
C_4	5	c_4 c'_4 c''_4 c'''_4 c''''_4

Les caissons reçoivent et travaillent ensemble :

CAISSONS	C_1	C_2	C_3	C_4
Matières reçues. . .	Milieu b' — c''_2 — c''_3 — c''_4	Tête b Queue a' Tête c_1 Milieu c'_2 — c'_3 — c'_4	Tête a — c_2 Milieu c'_4	Tête c_3

Les produits définitifs sont toutes les queues c'_1, c'''_2, c'''_3, c''''_4, qui vont aux roughs, et la tête c_4 qui est débourbée à la cuve K_1. Celle-ci donne :

k_1 Top skimmings, allant aux frames.

k'_1 Bottom skimmings, repasse séparément au caisson c_8.

k''_1 Bottom skimmings, sable déjà riche pour tin case T.

Les trois tin cases T donnent pour produits définitifs :

t Tête, sable riche pour la cuve K_2.

t' Crazes très-pyriteuses, vont aux bocards.

Aux cuves K_2, on fait :

k_2 Top skimmings, allant aux frames.

k'_2 Bottom skimmings, passe aux caissons C_2 seul ou avec k'_1.

k''_2 Bottom skimmings, sable riche pour le four de grillage.

2° Traitement des roughs :

Les roughs vont à la double tye D, disposée pour servir au besoin de shacking tye; on y fait avec les queues de caisson :

d Tête, bonne pour craze.

d' Milieu, repasse à la tye.

d'' Queue, entraînée par un courant d'eau dans les trois séries de bassins en maçonnerie :

e Box, où s'arrêtent les gros sables;

e' Cuve ovale, les sables très-fins vont aux hand-frames;

e'' Cuve quarrée, les slimes très-fines vont aux machines-frames.

Les gros sables *e*, retirés à la pelle, sont remis en mouvement dans les longs canaux en maçonnerie G, interrompus chacun par quatre chutes, en tête desquelles on recueille encore un peu de crazes; le reste du dépôt est ensuite entraîné hors de l'atelier.

3° Traitement des slimes principales.

On applique exactement la formule page 126. Les slimes sont reçues dans cinq pits S; les eaux en sont écoulées aux pits S', où elles achèvent de s'éclaircir, avant d'être reprises par la pompe du bocard.

La pente favorable du sol permet d'entraîner les slimes des pits par un courant d'eau, sans main-d'œuvre;

elles traversent les boxes H_1 et arrivent à la première rangée J_1 de vingt-quatre paddle trunks; les queues j'_1 de ces trunks vont à la seconde rangée J_2 (aussi de vingt quatre), dont les queues sont envoyées à l'atelier inférieur. Les têtes j_1 et j_2 sont enrichies séparément sur les deux groupes L, de seize machines-frames chacun; on a ensuite huit *doubling* frames M et huit *redoubling* N, soit en tout sur cette partie de l'atelier quarante-huit machines frames.

Le *burning house* renferme deux fours à sole tournante P, sept tin cases, un caisson et un grand nombre de cuves; à côté sont six hand frames.

Au bas de la vallée, un atelier considérable traitait les déchets des anciens exploitants, et les slimes qui s'écoulent du premier travail. Il comprenait :

1° Pour les déchets (*old stuff*) : un grand stripe, en avant duquel les matières sont mises en suspension dans l'eau; la tête du dépôt va à un bocard hydraulique; la queue passe à deux round buddles. Les crazes bocardées donnent des sables et des boues, qui subissent la préparation ordinaire, dans le cours de laquelle on introduit les produits des round buddles.

Au delà du stripe s'écoulent les slimes qui vont directement à quarante et une machines-frames.

2° Pour les slimes actuelles, on a une première série de soixante machines-frames; leurs produits doivent être enrichis par de nouvelles opérations à la frame; en sorte que l'atelier inférieur ne compte pas moins de cent vingt-cinq frames pour le traitement de toutes les boues qui y sont reçues, qui y existent dans l'old stuff, ou qu'on y fait au bocard.

Tincroft en 1857.

Le dressing floor de Tincroft a été entièrement mo-

difié depuis quelques années; la très-faible pente dont on dispose a obligé de supprimer les opérations accessoires du traitement des roughs; les slimes y passent directement des pits aux frames sans l'intermédiaire des paddle trunks.

Simple comme elle est, la disposition permettra de comprendre aisément l'emploi des round buddles dans le travail du crop (*fig.* 2, Pl. IV).

En 1856, Tincroft a produit 151 tonnes de black tin; en 1857, lors de mon séjour, on vendait 14 tonnes black tin par mois.

Le tableau n° 6 ci-joint donne le travail du crop du Common-Work; j'y ai décrit en détail le traitement au caisson des bottom skimmings; on peut juger de la juste importance que les Captains mettent à maintenir séparées les matières qui peuvent présenter quelque différence; on voit aussi qu'en indiquant que des sables *repassent* à un appareil, cela implique parfois une série d'opérations, dont le détail ne saurait entrer dans un exposé sommaire.

N° 6. — Traitement des sables du common work à Tincroft.

Canaux... A recevant les sables des bocards.

- 1° Tête............ au caisson C.
  - 1° Tête........................ à la cuve D.
    - 1° Top skimming — aux frames.
    - 2° Bot. skim. — au caisson E.
    - 3° Bottom = Tin witts. *Grillage.*
  - 2° Milieu, repasse à C.
  - 3° Milieu... Va au caisson.. C_3
    - 1° Tête.... à la cuve D.
    - 2° Milieu, Craze au bocard.
    - 3° Queue, Sables rejetés.
  - 4° Queue. Va au round bud. B'
- 2° Milieu..... au *round buddle* B
  - 1° Tête.. au caisson C.
  - 2° Milieu, repasse à B
  - 3° Queue. Sables rejetés.
- 3° Queue..... au *round buddle* B'
  - 1° Tête... au round budle B.
  - 2° Queue. Sables rejetés.

Travail spécial au caisson E des bottom skimmings D_2

Caisson E

- 1° Tête, repasse séparément au même caisson. *opération* E_1
  - 1° Tête, à la cuve D
  - 2° Milieu, repasse avec E_1
  - 3° Milieu, repasse avec D_2
  - 4° Queue, repasse avec E_3
- 2° Milieu, repasse identiquement avec D_2
- 3° Queue, repasse séparément au même caisson. *opération* E_3
  - 1° Tête, repasse avec D_2
  - 2° Milieu, repasse avec E_3
  - 3° Queue. Sables rejetés.

(1) *Nota.* Quelquefois les sables D_3 ne sont pas assez riches; on les repasse à la cuve où l'on fait alors : 1° un peu de dessus qui va au caisson E avec D_2; 2° très-peu de milieu, traité à part au même caisson; 3° un fonds assez riche, cette fois, pour le grillage.

RÉSUMÉ.

Appareils.		*Matières reçues.*
Round buddle	B........	A_2 B'_1 B_2
—	B'........	A_3 C_4
Caisson.....	C........	A_1 B_1 C_2
—	C_3........	C_3
Cuves......	D........	C_1 $C_{3\,1}$ $E_{1\text{-}1}$

Caisson E séparément et successivement :

1°..........	D_2 E_2 $E_{1\text{-}3}$ $E_{3\,1}$
2°..........	E_1 $E_{1\text{-}2}$
3°..........	E_3 $E_{1\text{-}4}$ $E_{3\text{-}2}$

Produits.

(1) D_3 Sables riches pour le four de grillage.
D_1 Sables très-fins, allant aux frames.
$C_{3\text{-}2}$ Crazes ...... allant aux bocards.
B_3 B'_2 $C_{3\text{-}3}$ $E_{3\text{-}3}$ Sables pauvres (roughs), rejetés ici.

Saint-Day-United en 1857 (ancienne mine de Poldice).

L'atelier de Saint-Day est conduit exactement sur les mêmes principes que celui de Tincroft, avec tous les développements que comporte un terrain favorable. La colline, sur laquelle il s'étend, est légèrement en dos d'âne; un petit atelier, complétement séparé, traite les sables fournis par les seize flèches de droite du bocard; il n'est pas représenté sur la *fig.* 3, Pl. IV.

En 1856, Saint-Day a produit 140 tonnes; en 1857, on vendait jusqu'à 16 tonnes black tin par mois.

Le troisième round buddle B″ travaille spécialement les milieux des deux premiers; ses produits vont aux deux caissons voisins C″.

Les roughs, fournis par les queues des trois round buddles et de quelques caissons, sont entraînés par les eaux un peu boueuses de ces appareils jusqu'à la soupape G, où se fait la séparation des sables très-fins, qui coulent constamment aux deux petits pits H, et des gros sables, qui traversent périodiquement la soupape, et vont déposer pour crazes dans les longs canaux K. C'est ainsi qu'est simplifié le travail des roughs et remplacé tout le système de boxes et cuves de Wheal-Vor.

Les slimes principales, après paddle trunks, vont aux six frames self-acting F*s*; les produits de celles-ci sont enrichis sur six machines frames ordinaires F*o*; avec tozing énergique.

Six autres frames mécaniques F′*s* traitent les slimes des petits pits H. On voit qu'avant grillage cette partie de l'atelier n'emploie en tout que dix-huit frames; les boues sont peu abondantes à Saint-Day; la gangue étant surtout quartzeuse.

Le minerai contient beaucoup de mispickel et de wolfram; la première de ces impuretés exige une calcination soignée et produit beaucoup d'acide arsénieux, retenu dans le canal cloisonné des fumées; la seconde abaisse notablement la valeur du black tin.

Par Consols en 1857.

La mine de Par Consols est en ce moment la plus productive en étain parmi celles du district Est (1); elle a donné en 1856, 316 tonnes, et vendait en 1857, 27 tonnes black tin par mois.

Dans le tableau ci-joint n° 7, j'ai développé les formules de traitement du minerai cru; quant au travail après grillage, on devra se reporter aux pages 133 et 134; je n'ai pas dû m'astreindre ici à conserver les divisions théoriques, basées sur la nature des matières, et qu'il sera du reste facile d'y retrouver; quelque détaillé que soit ce tableau, il est loin de comprendre toutes les opérations pratiquées sur le dressing floor, et on ne doit encore le considérer que comme une indication générale, mais, je crois, suffisante pour appliquer les variations opportunes suivant les sables ou boues à traiter. Plusieurs formules ne sont pas conduites jusqu'à la fin, lorsqu'il est possible d'y suppléer par l'intelligence de celles qui précèdent.

Voici concurremment, sous forme de légende, l'énumération complète des appareils employés, et représentés *fig.* 4, Pl. VI.

Par Consols peut être pris comme exemple d'un grand atelier favorablement situé et en genéral bien disposé.

Bocards.	Flèches.	Best work.	12	—	a	
		Common work.	36	—	b	
		Pour crazes. Flashers.	20	—	c	
		Pour minerai de cuivre.	8	—	d	
Crop.	Canaux.	Best work.	6	—	A	
		Common work.	2	—	A′	
		Crazes.	2	—	A″	
	Round Buddles		3	—	R, R′, R″.	
	Caissons	Best work	2	—	B	cuves correspondantes : C, C′, C″.
		Common work.	2	—	B′	
		Produits de R″.	2	—	B″	

(1) En 1856, la production de Par n'a été dépassée que par celles de deux mines du district central : Dolcoath, 417 tonnes; Wheal Vor, 425 tonnes.

Roughs.	Long stripe		E	recevant les Roughs.
	Tyes. . . .		3	travaillant la tête de E, et devant être remplacées par 2 Round Buddles, qui traiteront aussi G_1.
	Box		F	D'où les Roughs sont rejetes aux Tributors.
Slimes.	Top Skimmings.	Best work. .	1 frame D.	
		Com. work. .	3 — β	travaillant aussi les têtes des frames M.
	Slimes des Petits Pits	2 Petits Pits	G	recevant les Slimes des Roughs et du Best work.
		Caissons. . .	2 . H	travaillant les têtes G_1.
		Frames. . .	1 . μ —	les produits de H.
			2 . λ —	les slimes G_2 et G_3.
	Slimes Principales.	2 Grands Pits.	K	
		Box des Roughs. . . .	α	
		Paddle Trunks. .	32 . L	
		Boxe	α'	
		Frames.	4 . M	travaillant L_1 après α'.
		Paddle Trunks. .	32 . N	
		Frames.	12 . O	travaillant N_1.
			1 . O_1	enrichissantes.
			2 . O_2	

Au-dessous de la ligne pointillée, est l'atelier des tributors, où tous les déchets arrivent au long canal (*long drag*) δ; y subissent un premier travail de classement dans les boxes et pits S (analogues à l'appareil des roughs de Wheal-Vor). On y a en outre : deux tyes Tδ, un second canal δ' et deux autres tyes Tδ'; quatre frames T pour les slimes de S; deux slimes pits P; trente-deux paddle trunks Q; un atelier de douze frames R et les cuves correspondantes.

Burning house	3 fours à réverbère.
	4 caissons et les cuves.
	1 caisson-tye.
	1 grande frame.
	magasin à black tin.

En résumé les principaux appareils sont :

Trois round buddles, douze caissons, quarante-trois frames dont six grandes.

Trois rangées de trente-deux paddle trunks chacune (1).

(1) Les lettres, qui servent de désignation, sont reproduites dans le tableau n° 7, et fréquemment dans la suite de ce travail.

N° 7. — *Tableau de la préparation mécanique à l'atelier de Par Consols.*

I. Traitement des sables du Best Work.

Canaux A recevant les sables des bocards.

- 1° Tête va aux *caissons* B. —
  - 1° Tête, va à la *cuve* C.
    - 1° Top skimmings, va à la grande *frame* D.
      - 1° Tête prête pour le *grillage* (une ou deux fois).
      - 2° Repasse à la frame.
        - 1° Prêt pour le *grillage*.
        - 2° Repasse.
          - 1° Prêt pour le *grillage*.
          - 2° Repasse.
            - 1° Minerai de cuivre.
            - 2° Rejeté.
      - 3° Débourbage (shacking) donnant.
        - 1° Des sables de bocard (*craze*).
        - 2° Des boues traitées comme D_2.
    - 2° Bottom skimming, repasse au caisson.
    - 3° Bottom, prêt pour le *grillage* (une fois).
  - 2° Repasse au caisson.
  - 3° Repasse au caisson.
  - 4° *Débourbage* (*shacking*) spécial.
    - 1° Tête restant sur l'auge, prête pour le *grillage*
    - 2° Box, sable de bocard (*craze*) généralement riche. S'il n'est pas assez riche, va au Round Buddle R'' avec les têtes des tyes.
    - 3° Tête du canal (long pit), va au *caisson*.
      - 1° Tête, va à la cuve, etc.
      - 2° Repasse au caisson.
      - 3° Queue, va au long *stripe* E.
    - 4° Queue du long pit, va à la *frame*.
      - 1° 2° Repassant à la frame jusqu'à ce qu'ils soient bons pour *la cuve*.
        - 1° Repasse à la frame, etc.
        - 2° Bottom prêt pour le *grillage*.
      - 3° Queue, est rejetée à l'*atelier des Tributors*.
  - 5° Queue. Ne se fait que si le minerai est très-pauvre. Va au long *stripe* E.
- 2° Milieu va avec les têtes A', des canaux du Common Work — au *Round Buddle* R.
- 3° Queue après débourbage va... avec le milieu A'_2 du C. Work — au *Round Budd.* R'.
- 4° Canal transversal..
  - 1° Tête va... avec le milieu A'_2 du C. Work — au *Round Budd.* R'.
  - 2° Queue va au *long canal* (*stripe*) E.

II. Traitement des sables du Common Work.

Canaux A' recevant les sables des bocards.

- 1° Tête, va avec A_2 au *Round Bud.* R.
  - 1° Tête, va *aux caissons* B'. —
    - 1° Tête, va à la *cuve* C'.
      - 1° Top skimmings, va à la *grande frame* β. —
        - 1° 2° Repassant comme ci-dessus pour le Best work D, jusqu'à ce qu'ils soient prêts pour le *grillage*.
        - 3° Queue rejetée à l'*atelier des Tributors*.
      - 2° Bottom skimmings repasse au caisson.
      - 3° Bottom prêt pour le *grillage* (une fois ou deux fois).
    - 2° Repasse au caisson.
    - 3° Queue, va au *débourbage* (*shacking*)..
      - 1° Box donne des *crazes* moyennement riches.
      - 2° Long pit, va aux *grandes frames* β.
        - 1° Tête, va à la *cuve*.
          - 1° 2° repassent à la *frame*.
            - 1° Tête prête pour le *grillage*.
            - 2° Va à la cuve comme β, précédent.
            - 3° Rejeté à l'*atelier des Tributors*.
          - 3° Est prêt pour le *grillage*.
        - 2° Repasse à le frame.
        - 3° Rejeté à l'*atelier des Tributors*.
  - 2° Milieu, va au *Round Budd.* R''.
  - 3° Queue, va au *long stripe* E.
- 2° Milieu, va avec A_3 au Round *Buddle* R'....
  - 1° Tête. va au *Round Buddle* R.
  - 2° Milieu, va au *R. Buddle* R''.
  - 3° Queue. va au *long stripe* E.
- 3° Queue, va au *long stripe* E.

Traitement spécial des milieux R_2 *et* R'_2 *des deux premiers Round Buddles, passés séparément au Round Buddle* R''.

Round Buddle R'' recevant les sables R_2 ou R'_2.

- 1° Tête, va au *caisson* B''.
  - 1° 2° Repassant au caisson jusqu'à ce que la tête soit assez riche pour la *cuve* C''.
    - 1° Top skimmings traités comme C'_1.
    - 2° Va suivant la finesse au caisson ou à la frame, etc.
    - 3° Bottom prêt pour le *grillage*.
  - 3° Queue, va ordinairement au *long stripe* E; si le sable est fin, peut aller aux frames.
- 2° Queue, va au *long stripe* E.

(sauf ce qui descend à l'atelier des Tributors).

§ 1. *Sables provenant des queues de canaux, Round Buddles et caissons, recueillis dans le long stripe* E.

Long stripe E. . . .
- 1° Tête dont la nature varie suivant les matières reçues, et qu'on s'efforce de maintenir *séparées*; la formule peut présenter des variations. . . . . En général va aux *tyes*. . .
  - 1° Tête, va au *Round Buddle* R''
    - 1° Tête, donne des *craxes* pauvres
    - 2° Queue, va aux *Tributors*.
  - 2° Milieu, repasse la tye.
  - 3° Queue, va aux *Tributors*.
- 2° Queue entraînée à la *box* F, où les sables sont repris et envoyés à l'atelier des *Tributors*.

(*Nota*. Les tyes seront prochainement remplacées par deux autres Round Buddles.)

§ 2. *Boues (slimes) provenant du débourbage des sables reçus dans le long stripe* E, *et des eaux boueuses des* 4 *caissons* : 2B + 2B'.

Petits slime pits G.
- 1° Tête des pits, va au *caisson* H. .
  - 1° 2° Repassent au caisson jusqu'à ce que les têtes soient assez riches et débarrassées de sable pour aller à la *frame* μ.
    - 1° Tête prête pour le *grillage*.
    - 2° Repasse à la frame.
    - 3° Va aux *Tributors*.
  - 3° Queue allant aux Tributors, ainsi que toutes celles des lavages de 1 et 2 au caisson.
- 2° Milieu des pits, va aux *frames* L.
  - 1° Tête, va à la *cuve*.
    - 1° Top skimmings, va à une *grande frame* O_1. . . . .
      - 1° Tête prête pour le *grillage*.
      - 2° Repasse à la frame.
      - 3° Va aux *Tributors*.
    - 2° Bottom prêt pour le *grillage*.
  - 2° Repasse à la frame.
  - 3° Va aux *Tributors*.
- 3° Queue, subit une formule analogue à celle de G_2.

IV. Traitement des boues (slimes) principales.

Grands slime pits K recevant les boues des matières de bocards, qui échappent aux canaux.
- Après décantation de l'eau, le dépôt est repris et les matières sont remises en suspension dans l'eau, en les agitant à la pelle dans la *box* χ.
  - 1° Sable fin retiré à la pelle, subit un *shacking*. . . . . .
    - 1° Sable de moyenne grosseur traité au caisson, etc., comme G_1 (op. III).
    - 2° Sable plus fin allant directement aux frames et traité comme G_2 (op. III).
  - 2° La majeure partie des matières est en suspension et s'écoule dans la *première rangée de Paddle Trunks* L.
    - 1° Tête remise en suspension dans la *box* α'.
      - 1° Sable gros retiré de la box et traité avec les sables du long stripe E.
      - 2° Boue en suspension allant aux *frames* M. . .
        - 1° Va à la *grande frame* μ.
          - 1° Va à la *cuve*.
            - 1° 2° Repassent à la frame.
            - 3° Bottom prêt pour le *grillage*.
          - 2° 3° Repassent à la frame.
        - 2° Repasse à la frame.
        - 3° Va au 2° rang N.
    - 2° Queue renvoyée à la *2° rangée de P. Trunks* N.
      - 1° Tête, va aux *frames* O.
        - 1° 2° Traitement analogue à celui de M_1 M_2.
      - 2° Queue *rejetée à la mer* (boues fines).

Suite du Tableau de la préparation mécanique à l'atelier de Par Consols.

V. Atelier des Tributors recevant tous les déchets, sables et boues, de l'atelier principal (excepté les queues des seconds Paddle Trunks rejetées à la mer).

N° 1. *Long canal (drag)* δ recevant toutes les matières.
- 1° Tête du dépôt, va aux *tyes*.
  - 1° Têtes donnant des *crazes*.
  - 2° Queues renvoyées au... *long drag* γ. Les sables de ce long drag vont à des *tyes*......
    - 1° Tête renvoyée au *long drag* δ.
    - 2° Queue *rejetée à la mer* (gros sables).
- 2° Queue entraînée à *la box*, d'où les sables sont rejetés au *long drag* γ.

N° 2. *Petits slime pits* S recevant les sables très-fins qui échappent au dépôt dans le long drag δ.
- Sables très-fins allant aux *frames* T......
  - 1° Tête, va à la *cuve*.
    - 1° Top skimmings repassant à la frame.
    - 2° Bot. sk. } traités au caisson, etc., comme C_1 (op. III).
    - 3° Bottom } traités au caisson, etc., comme C_1 (op. III).
  - 2° Repasse à la frame.

N° 3. *Grands slime pits* P recevant les boues fines qui ont échappé aux n°s 1 et 2.
- Boues très-fines, vont aux *Paddle Trunks* Q.
  - 1° Têtes allant aux *frames* R et subissant un traitement analogue à celui de L_1 et N_1
  - 2° Queues *rejetées à la mer* (boues fines).

VI. Traitement des sables obtenus par le bocardage des sables dits crazes, fournis par les opérations précédentes.

Nota. La formule est variable avec la provenance des crazes; celle donnée ci-dessous se rapporte à des crazes moyennement riches.

***Canaux* A''..... recevant les sables du bocardage des crazes par les bocards à niveau dits flashers.**
- 1° Tête, va au *caisson*, ...
  - 1° } Repassant jusqu'à ce que la tête soit assez riche pour la cuve; le reste comme à partir de C' (op. II).
  - 2° } Repassant jusqu'à ce que la tête soit assez riche pour la cuve; le reste comme à partir de C' (op. II).
  - 3° Queue rejetée au long stripe E.
- 2° Milieu, va au *Round Buddle* R, etc.
- 3° Queue, va au *débourbage* (shacking).
  - 1° Box, va ou *Round Buddle* R', etc.
  - 2° Tête du long pit, va à la *frame*...
    - 1° Tête, va à la *cuve*.
      - 1° } Repassant à la frame.
      - 2° } Repassant à la frame.
      - 3° Bottom prêt pour le *grillage*.
    - 2° Repasse à la *frame*
      - 1° Tête, va à la cuve.
        - 1° } Repassant à la frame.
        - 2° } Repassant à la frame.
        - 3° Bottom prêt pour le *grillage*.
      - 2° Queue, va à l'*atelier des Tributors*.

Drakewalls en 1855.

Le minerai d'étain se présente à Drakewalls dans des conditions tout à fait anormales pour le Cornwall, tant par la grosseur des grains d'étain que par l'abondance du wolfram; la gangue est surtout composée de schiste et de quartz, et chargée de pyrite de fer et de mispickel.

Après un triage dès la bouche du puits, un cassage au marteau suivi d'un second triage, qui enlève la plus grande partie du wolfram, le minerai est conduit, non pas à des bocards, mais bien à des cylindres broyeurs (*crushers*); il est enrichi sur des canaux-tyes, des tamis à bras et des cribles à secousses. Ces opérations rapprochent beaucoup la préparation de celle des minerais de cuivre; malgré son intérêt, l'exposé de cette méthode serait déplacé ici.

Une très-faible partie des roughs produits va à un petit bocard, dont les sables subissent le traitement ordinaire des minerais d'étain.

C'est à Drakewalls qu'on a appliqué le procédé de M. Oxland pour la séparation du wolfram de l'étain, par une attaque au carbonate de soude. J'insisterai sur ce point seulement.

Procédé Oxland pour la séparation du wolfram.

Les tin witts sont grillés avec soin comme sur les autres ateliers; en 1855, pour une production mensuelle de 25 tonnes black tin, on ne retirait pas moins de 14 à 15 tonnes d'acide arsénieux par mois, dans les canaux des fumées; le minerai grillé est lavé comme à l'ordinaire; c'est à peine si de divers points de l'atelier on obtient 3 tonnes de black tin prêt pour la vente; le reste est un black tin chargé en moyenne d'environ 5 p. 100 de wolfram, dont il s'agit de le purifier.

L'opération se fait dans un four à réverbère à sole

elliptique, garnie de plaques de fonte et de 3^m,20 de longueur ; on charge 9 cwts = 457 kilog. de sable humide ; puis, lorsqu'il est desséché, 3/4 cwt = 38 kilog. de carbonate de soude réduit en poudre ; on chauffe pendant six heures, en rablant toutes les demi-heures. On brûle sur la grille 4 cwts par vingt-quatre heures ; soit, par opération, 1 cwt = 50^k,8. Le feu est conduit de manière que la soude attaque complétement le wolfram, et on ménage la température pour que l'oxyde d'étain reste, autant que possible, inaltéré.

Au sortir du four, les matières sont à l'état de poudre noirâtre plus ou moins agglomérée ; on y distingue des grains blancs de soude en excès, mais plus de paillettes de wolfram.

Dans l'origine, on les lavait pour en extraire le tungstate de soude ; que l'on faisait cristalliser en concentrant la dissolution dans des chaudières en tôle.

On espérait trouver un débouché de ce produit en en retirant le tungstène, soit à l'état métallique pour des alliages, soit oxydé ou combiné pour la peinture et la coloration du verre.

Ces tentatives n'ayant pas abouti, on se dispensait en 1855 du lavage préalable (1) ; les matières agglomérées par l'attaque au carbonate de soude étaient envoyées directement au bocard, où, malgré la légèreté des pilons, il fallait ajouter 150 à 200 kilog. de quartz par tonne de minerai pour prévenir l'empâtement. Le dépôt des canaux était enrichi par un lavage, analogue à celui qui suit la calcination ordinaire.

Les matières les plus grenues avant l'attaque à la

(1) En 1858, le tungstate de soude et le wolfram étaient enlevés par des chimistes allemands, dont le but était de les utiliser à la fabrication d'un nouvel acier.

soude s'agglomérant très-peu, on pouvait les laver sans bocardage préalable, et on en retirait environ 2 tonnes black tin.

Pour traiter 1.050 kilog. de matière se réduisant à 1.000 kilog. black tin purifié, on consommait au four de calcination :

	kil.	fr.
Carbonate de soude à 30 fr. les 100 kil.	80	24,00
Houille à 20 fr. la tonne.	115	2,30
Main-d'œuvre à 3f,75 par journée.	1j,2	4,40
Total.		30,70
Le bocardage et le lavage ne devaient pas dépasser. .		25,00
Frais totaux approchés par tonne black tin. . .		55,00

A cette dépense, il faudrait joindre la perte en étain, sur laquelle je n'ai aucune donnée, mais qui ne peut moins faire que d'être notable, tant par suite de l'attaque par la soude que dans le dernier lavage.

Voici, en regard de la valeur moyenne du black tin pendant l'année, les prix approchés obtenus par le minerai purifié de Drakewalls, et par celui de Saint-Day, autre mine à wolfram.

ANNÉE.	VALEUR MOYENNE de la tonne black tin.		PRIX de Drakewalls.		PRIX de Saint-Day.	
	l. st.	fr.	l. st.	fr.	l. st.	fr.
1853	68	= 1700	77	= 1925	»	»
1854	64	= 1600	78	= 1950	»	»
1855	68	= 1700	77	= 1925	55	= 1375
1856	71	= 1775	»	»	58	= 1450

On voit combien la présence du wolfram déprécie le minerai d'étain; lorsqu'il abonde, le prix de la tonne de black tin peut descendre à £ 40 = 1.000 fr. et même au-dessous. L'importance d'un procédé économique de purification devient alors évidente.

Dépréciation produite par le wolfram sur les prix du black tin.

TROISIÈME PARTIE.

Description et travail des appareils.

§ I. Bocards (stamps.)

Disposition générale.

Les bocards sont installés à la partie supérieure de l'atelier; les batteries forment une ligne horizontale, dont la machine motrice occupe à peu près le milieu; de part et d'autre de la machine, et du côté du dressing, sont les grands arbres à cames auxquels elle imprime le mouvement de rotation.

A l'arrière des batteries, à un niveau de 2 à 3 mètres plus élevé, est établi le chemin de fer pour l'arrivée du minerai, qui est versé directement du wagon dans des trémies à fond incliné. Chacune de ces trémies correspond à une boîte et l'entretient de minerai; la matière descend par son propre poids et par les vibrations de l'ensemble; elle est aidée dans son mouvement par l'eau qu'elle reçoit vers la fin de son parcours; elle pénètre dans la boîte par une ouverture, ménagée à la face postérieure, subit l'action des pilons et sort, à l'état de boue très-liquide, par des ouvertures, garnies ou non de grilles, et faites dans la face antérieure, et quelquefois aussi sur les côtés de la boîte.

Les eaux chargées de sables coulent sur un plan incliné, qui règne tout le long des boîtes, et sont dirigées dans les canaux de dépôt.

Les bâtiments des machines comprennent deux constructions accolées; l'une, en arrière, est basse et contient les chaudières; l'autre, assez élevée, renferme la machine elle-même.

Toutes les machines de bocard que j'ai vues sont à cylindre vertical avec balancier; la distribution de vapeur y est faite par des soupapes.

En général, le balancier sort en partie de la maison; de puissantes fondations, prolongées à l'avant de celle-ci, supportent les coussinets de l'arbre moteur, tout en laissant les vides nécessaires à la manivelle et aux volants.

L'arbre à cames est formé de plusieurs parties, soutenues séparément par de forts beffrois en charpente, et qu'il est possible de réunir ou séparer facilement; chaque portion d'arbre correspond à un groupe (*set*) de 4 boîtes.

Chaque boîte (*cover*) contient 3 ou 4 flèches; le travail avec 4 flèches est aujourd'hui généralement préféré.

Je n'entrerai pas ici dans l'examen détaillé de la construction des machines à vapeur pour bocards; il suffira d'indiquer les dimensions principales de quelques-unes d'entre elles, et les conditions dans lesquelles elles fonctionnent, pour que l'on puisse juger : *1° Machines motrices.*

1° De la force motrice nécessaire au bocardage sur divers ateliers;

2° De la consommation correspondante de combustible, dont le chiffre entre pour une fraction notable dans la dépense totale de la préparation.

Le tableau ci-joint renferme les données numériques relatives à la fois aux machines et aux appareils qu'elles commandent, pour 12 bocards.

J'y ai réuni des renseignements puisés à diverses sources :

The cornish engine reporter. W. Browne, n°s 1, 2, 3.

Engine reporter. Th. Lean, n°s 4, 5.

Relevés que j'ai eu occasion de faire, n°s 6, 7, 8.

Combes, *Annales des mines*, 3e série, t. V, 1834, n°s 9, 10, 11, 12.

Tableau présentant les éléments principaux de bocards et machines de bocards.

Numéros.	NOM de la mine.	DÉSIGNATION. — Force en chevaux.	DIAMÈTRE du piston.	COURSE du piston.	NOMBRE de flèches. Total.	NOMBRE de flèches. Actives.	LEVÉE moyenne des pilons.	Poids total. Flèche armée (pilon neuf).	Nombre de levées par tour de l'arbre (Cames).	Nombre de tours par minute.	DIAMÈTRE des volants.	RAYON de la manivelle.	OBSERVATEURS. — Dates.
			m.	m.			m.	lbs. k.			m.	m.	
1	Tincroft.	77 ch.	36''=0,914 double	9'=2,743 effet.	64	48	10''=0,254	840=382	5	10	22'=6,70	» »	W. Browne, juillet 1837 (*a*).
2	Great Polgooth.	Brazier's 73 ch.	35''=0,889 double	10'=3,048 effet.	120	»	10''=0,254	364=165	»	»	25'=7,61	» »	*Id.* (*b*)
3	*Id.*	Gover 34 ch.	24''=0,609 double	7'=2,133 effet.	60	»	10''=0,254	400=181	4	»	15'=4,57	» »	*Id.* (*c*)
4	Carnbrea.	»	32''=0,813 simple	9'=2,743 effet.	96	»	9''=0,228	660=299	5	8,5	20'=6,095	4'=1,219	Th. Lean, juin 1857. (*d*)
5	Dolcoath.	Old Stamps.	26''=0,660 double	9'=2,743 effet.	64	»	10''=0,254	650=293	5	9,4	25'=7,61	4'=1,219	*Id.* (*e*)
6	Great Wheal-Vor	»	36''=0,914 double	10'=3,048 effet.	80 120 ?	»	10''=0,254	380=172	5	9,0	» »	» »	juillet 1855.
7	Balleswidden.	»	36''=0,914 double	10'=3,048 effet.	96	68	10''=0,254	672=304	5	9,0	» »	» »	septembre 1857.
8	Par Consols.		Machine avec détente	à 2 cylindres.	76	68 pour étain.	10''=0,254	644=292	5	10,0	» »	» »	*Id.*
9	Great Wheal-Vor.	Old Stamps.	24''=0,609 double	6'1/2=1,980 effet.	34	»	10''1/2=0,266	372=169	5	9,65	12'=3,656	3'=0,914	Combes. juin 1833.
10	*Id.*	South Stamps.	27''=0,685 double	5'=1,524 effet.	48	»	10''1/2=0,266	390=177	4	9,12	15'=4,570	2'1/2=0,761	*Id.*
11	*Id.*	Bratt's Stamps.	16''1/2=0,418 double	5'=1,524 effet.	24	»	10''1/2=0,266	394=179	4	10,48	14'1/2=4,418	2'1/2=0,761	*Id.*
12	Balleswidden.	»	24''=0,609 double	5'=1,524 effet.	32	»	10''1/2=0,266	391=177	5	»	13'=3,962	2'1/2=0,761	*Id.*

(*a*) Meut un plongeur de 17'' d. 7' levée, prenant l'eau à 4 fms; monte par jour 40 wagons sur un plan incliné; à un niveau de 17'. 3 chaudières, 34 tons. J. West, ingénieur.—Perran Foundry Cᵒ, constructeurs. 1835.

(*b*) Élève par jour 30 wagons de 2,000 lbs chaque, sur un plan incliné, à un niveau de 21'. 2 chaudières, 20 tons. W. West, ingʳ., Hodge, constructeur 1848.

(*c*) 8 cwts de charbon par jour alloués pour le travail des round buddles. 2 chaudières, 10 tons. Webb, ingʳ. Hodge constructeur 1845.

(*d*) Meut un plongeur de 10'' d., levée 6' 3/4, prenant l'eau à 6 1/4 fms. Élève à 12' une partie du minerai à bocarder. Travail, 48 trunkers; 1/9 du charbon est alloué pour ces travaux. Quelques flèches inactives.

(*e*) Meut un plongeur de 10''7 d., levée 9' prenant l'eau à 6 fms. Monte le minerai à bocarder à un niveau de 15'. Travail 60 trunkers et 8 round buddles, 1/7 charbon alloué. L'eau d'alimentation est froide.

La plupart de ces machines sont à double effet : on en emploie cependant quelques-unes à simple effet, qui donnent de bons résultats ; celle de Carnbrea, n° 4, en est un exemple. Il est évident que l'uniformité de la vitesse de rotation n'est pas une condition nécessaire du travail, et les volants y pourvoient suffisamment. Types.

A Par Consols, la machine est à détente avec deux cylindres d'après le système de Woolf ; les deux cylindres sont ici entièrement séparés, de manière à constituer deux machines, ayant chacune leur balancier et leur bielle ; les manivelles sont calées à 90°, ce qui évite le point mort.

M. l'ingénieur Sims construit aussi des machines de bocards à deux cylindres (*Sim's combined*) ; la disposition adoptée consiste à placer le grand cylindre, où se fait la détente, à la suite et dans l'axe du petit ; les deux pistons sont fixés sur la même tige ; l'espace compris entre eux est maintenu en communication permanente avec le condenseur. La vapeur arrive de la chaudière en tête du petit cylindre, agit sur le petit piston, et quand il a achevé sa course, elle va presser la face postérieure du grand piston ; pendant la première période du mouvement, le grand cylindre communique avec le condenseur. Le rapport des diamètres des pistons est au plus 2 : 1 ; c'est-à-dire que le volume du grand cylindre ne dépasse pas quatre fois celui du petit.

Ce système est apliqué avec succès pour un certain nombre de machines d'épuisement, et pour les machines à rotation horizontales et verticales. Une de ces dernières ayant 24″ — 48″, diamètres des pistons, faisait mouvoir un bocard de 64 flèches.

D'après le tableau ci-dessus, on voit qu'il serait inutile de chercher à établir un rapport entre la puissance d'une machine et le nombre des flèches qu'elle com- Puissance.

mande. Cela tient principalement à ce que les mines un peu considérables sont pourvues dès l'origine de machines assez fortes pour qu'on puisse, à mesure de l'accroissement présumé de la production, rajouter de nouveaux *sets* de flèches. En outre, le poids des pilons étant très-variable, leur nombre ne saurait en rien indiquer le travail imposé à la machine.

On peut cependant en conclure qu'avec un cylindre de 36″ (0m,914) de diamètre et une course de 9′ à 10′ (=2m,743 à 3m,048), on sera à même de conduire jusqu'à 120 flèches d'un bon poids; et c'est là une puissance suffisante pour parer aux besoins d'une exploitation considérable.

Si l'on compare le n° 6 avec les nos 9, 10 et 11, on voit qu'à Wheal-Vor, en 1855, on était arrivé à n'avoir qu'une machine de 36″ d. et 10′ c. menant 80 flèches (ce nombre devait être porté à 120); tandis qu'en 1833 on y employait trois machines pour 106 flèches.

Une machine puissante permet de concentrer sur un même point un travail considérable de même nature, et j'ai déjà insisté sur la convenance de n'avoir qu'un grand atelier, au lieu de plusieurs petits; mais il n'y a réellement avantage que si le travail à faire est proportionné à la puissance de la machine.

Lorsque, par suite de prévisions non réalisées, une forte machine n'a à mener que quelques flèches, la charge étant très-insuffisante, on pourra bien pousser la détente de la vapeur jusqu'à sa dernière limite, mais on sera toujours forcé de fermer en partie le régulateur, c'est-à-dire d'étrangler le passage de la vapeur; en sorte qu'on aura une cause permanente considérable de perte sur l'effet utile.

Travaux accessoires.

La plupart des machines portées au tableau sont plus fortes qu'il ne serait nécessaire pour le travail des

pilons; cependant il y a lieu d'observer qu'on leur impose un travail supplémentaire souvent très-important. Outre la pompe établie en avant du bâtiment, et qui élève à nouveau les eaux du dressing, elles ont fréquemment à mouvoir les *round-buddles*, les *paddle-trunks*, et à monter des wagons sur des plans inclinés.

Lorsqu'une machine a été construite pour fonctionner entre certaines limites de vitesse, on a intérêt, au point de vue de l'effet utile, à ce qu'elle ne s'en écarte pas. Vitesse.

Ici, l'opération même du bocardage, et la disposition invariable des boîtes, grilles et canaux, exigent aussi une assez grande régularité dans la marche.

Chaque flèche bat 40 à 50 coups par minute; c'est-à-dire qu'avec 5 cames, l'arbre fait 9 à 10 révolutions dans le même temps. On pourrait aller jusqu'à 60 ou 70 coups, mais ce travail forcé devient difficile et désavantageux.

En supposant une course du piston de 10', et 10 révolutions par minute, la vitesse du piston sera de 200' par minute, soit par seconde $0^m.92$.

Voici la règle pratique que M. Browne emploie pour calculer la force en chevaux d'une machine de rotation. Il admet : Force en chevaux.

Pression par pouce quarré sur la surface du piston. . . . . $10^l = 0^k,702774$ par cent. quarré.
Vitesse du piston par minute. $250' = 1^m,1033$ par seconde.

Prenons comme exemple la machine de Tincroft n° 1.

Diamètre du piston. . . . . = 36″
Surface. . . . . $1.017''^2,56$

$1017,36 \times 10 \times 250 = 2.543.400$ lbs, élevés à

1' par minute. En divisant ce nombre par 33.000 (1), on obtient 77 chevaux.

Effet utile. (*Duty.*)

Le *duty*, effet utile des machines à vapeur, se calcule aujourd'hui en millions de livres élevées à 1' de haut par quintal (112 lbs) de houille consommée; il y a quelques années, on le rapportait encore au boisseau (*bushel*). La houille du pays de Galles pesant 94 lbs le bushel, on voit que les anciens chiffres doivent être augmentés d'environ 1/5, si l'on veut les comparer avec les nombres actuels.

Comme exemple de calcul du *duty*, prenons les machines de Tincroft n° 1 et de Par Consols n° 8, en ne considérant que les flèches et négligeant les travaux accessoires.

Tincroft. 48 flèches; poids d'une flèche neuve 840 lbs; les flèches sont mises au rebut quand le pilon est réduit au tiers de son volume; on peut admettre ici que le pilon pèse 560 lbs, le levier et le mentonnet 280 lbs.

$280 + \frac{2}{3} . 560 = 654$ lbs sera le poids *moyen* d'un pilon à demi usé.

50 coups par minute; levée moyenne 10''.

$$48 \times 654 \times 50 \times \frac{10}{12} = 1.308.000 \text{ lbs élevées à } 1' \text{ dans une minute.}$$

On brûle 2 tonnes = 40 quintaux de houille en 24 heures; 1 quintal est donc brûlé en 38 minutes.

$$1.308.000 \times 38 = 49^{\text{millions de lbs}},704.000 = \text{duty}.$$

La force en chevaux correspondante est

$$\frac{1.308.000}{33.000} = 39^{\text{ch}},6.$$

(1) Le cheval-vapeur anglais correspond à 33.000 lbs élevées à 1' par minute; soit 550 lbs élevées à 1' par seconde = $167^{\text{l}},64$ élevées à 1 mètre par seconde; c'est-à-dire à très-peu près 76 kilogrammètres développés par seconde.

Par Consols. 76 flèches ; poids d'une flèche neuve 644 lbs.

$$224 \times \frac{2}{3}\,420 = 504 \text{ lbs, poids moyen.}$$

On consomme 400 bushels de houille par semaine ; soit 335 quintaux : un quintal est brûlé en $30^{\text{min}},1$.

$$76 \times 504 \times 50 \times \frac{10}{12} \times 30,1 = 48^{\text{millions de lbs}},037.766 = \text{duty}.$$

La force en chevaux correspondante, est $48^{\text{ch}},4$.

Lorsqu'on tient compte des divers travaux accessoires imposés à la machine, on peut arriver à un duty plus élevé ; mais il est évident que, même avec la pratique la plus exercée, l'évaluation de la plupart de ces travaux est toujours entachée d'inexactitude.

On a trouvé ainsi :

	Janvier 1857.	Février.	Juin.
N° 4. Carnbea.	57,7	65,5	63,8
N° 5. Dolcoath.	45,6	»	»

Pour janvier 1858, M. Browne donne, comme duty moyen de 4 bocards, 45,7.

J'admettrai qu'en adoptant, comme duty moyen des machines de bocards, 45.5, on se tiendra plutôt au-dessous qu'au-dessus de la vérité.

Il est intéressant de comparer le rendement de ces machines à celui des machines d'épuisement.

D'après le relevé de M. Lean, qui porte sur une vingtaine de pompes, le duty moyen pendant les six premiers mois de 1857 est de 54.166.

D'après M. Browne, 10 machines ont donné pour janvier 1858, 58,2.

Je pense qu'on peut admettre le chiffre moyen de 56.

Consommation de houille par force de cheval et par heure.

Il est facile de ramener ces nombres à ceux de la consommation de *houille par force de cheval et par heure*, que nous sommes habitués à considérer.

Soient :

x = consommation de houille par cheval et par heure, exprimée en livres ;
N = nombre de millions de livres élevées à 1' par minute;
m = nombre de minutes employées à brûler un quintal de 112 lbs de houille;
D = duty, exprimé en millions de livres;
C = nombre de chevaux effectifs.

On a :

$$N \times m = D.$$
$$\frac{N}{33.000} = C;$$

d'où

$$x = \frac{112 \times 60}{m \times C} = \frac{112 \times 60 \times 33.000}{D} = \frac{221.760.000}{D} = x.$$

De cette formule, nous tirons :

MACHINES.	DUTY.	HOUILLE consommée par cheval et par heure	
		en livres.	en kilogrammes.
Bocards.	45.500.000	4.87	2.214
Pompes.	56.000.000	3.96	1.800

D'où l'on peut induire que le travail utile des bocards s'élève aujourd'hui aux 81 centièmes de celui des pompes.

Progrès faits dans les machines de bocards.

En 1825, MM. Dufrénoy et Élie de Beaumont annonçaient que, depuis peu d'années on appliquait dans le Cornwall les machines à vapeur à la conduite des bocards, mus jusqu'alors par des roues hydrauliques; ils citaient les mines de *Wheal-Vor*, *Great-Hewas*, *Dolcoath*, *Poldice* et *Polgooth*. Les n°s 9, 10 et 11 (tableau, page 152) sont les machines établies à Wheal-Vor, très-probablement pour la première fois.

Si l'on rapporte le duty pour juin 1833, au quintal de houille, on a :

	N° 9.	N° 10.	N° 11.	N° 12.
Duty.	28,56	27,60	13,36	25,39

ce qui, en ne prenant que les trois chiffres les plus élevés, donne pour valeur moyenne, 27,2.

Pendant la même période, 59 machines d'épuisement ont donné pour duty moyen 54,96.

En rapprochant les nombres de 1833 de ceux de 1858, on a :

MACHINES.	DUTIES.	
	1833.	1858.
Bocards.	27.20	45.50
Pompes.	54.96	56.00

C'est-à-dire que, tandis que le rendement des pompes est resté presque stationnaire (1), celui des bocards a crû dans le rapport de 167 : 100, soit des 2/3 en sus.

Ces progrès doivent être attribués à plusieurs causes :

1° Les divers perfectionnements apportés aux machines motrices, et notamment l'allongement du cylindre permettant la détente : le rapport de la course du piston à son diamètre a été porté de 2,20 et 2,50 à 3,30 et 3,40.

2° La meilleure installation des bocards, particulièrement des guides pour les flèches.

2° Divers types de bocards.

Les matières à bocarder sont :

1° Le minerai qui a été réduit par le cassage (*spalling*) en fragments de la grosseur du poing;

2° Les sables imparfaitement pulvérisés et revenant sous le nom de *crazes* de diverses parties de l'atelier.

Les bocards à grilles peuvent être employés pour

(1) Les machines d'épuisement ont reçu un grand nombre de perfectionnements dans les détails de leur construction; mais la majorité des machines aujourd'hui en service sont d'ancienne date; ce qui doit abaisser le duty moyen.

ces deux sortes de matières; cependant les *crazes* sont encore, dans la plupart des mines, passés à des bocards avec ouverture à niveau surélevé et sans grilles, appelés *flashers*.

Dans les deux systèmes, les matières arrivent sous les pilons, par une ouverture ménagée à la face postérieure de la boîte.

Bocards à grilles. Je ne parlerai d'abord que du premier. La disposition des grilles varie suivant les ateliers; en voici quelques exemples :

Boîtes à 4 flèches :

Tincroft. . . . . Saint-Day. . . . . Wheal-Vor (best work). . . .	4 grilles, dont deux sur le devant et deux latérales.
Wheal-Vor (common work). Balleswidden.	2 grilles latérales.
Par Consols.	3 grilles, dont une très-grande sur le devant, et deux latérales.

Boîtes à 3 flèches :

Polgooth.	2 grilles, dont une sur le devant et une latérale.

Dans les boîtes à 4 flèches, les deux flèches du milieu ont une levée de 8″ à 9″, et les deux extrêmes de 9″ à 10″; soit 1″ de levée en plus. On *admet* que le minerai, arrivant au milieu, suit de chaque côté deux plans inclinés, et que le coup plus violent des pilons extrêmes décharge le sable boueux, en le projetant vers les grilles.

Dans les boîtes à 3 flèches, on suppose qu'il se forme un seul plan, incliné vers la grille latérale, et les levées ont respectivement en partant de cette grille 10″, 9″ et 8″.

A Par Consols, où la grille de face règne sur presque

toute la longueur de la boîte, les 4 flèches ont la même levée de 10".

Je décrirai en détail un bocard à 4 grilles, type assez généralement employé pour les minerais à broyer fin. Description détaillée d'un bocard à 4 grilles.

Le dessin (Pl. II, *fig.* 1, 2, 3, 4, 5, 6 et 7), ne représente pas un appareil particulier; il résulte des relevés que j'ai faits sur les bocards de Wheal-Vor en 1855, et de Tincroft en 1857.

Un *set* se compose de 4 boîtes à 4 flèches, séparées les unes des autres par un intervalle de 16" = 0m.406.

Chaque boîte est construite avec de fortes planches de chêne de 3" 1/2 = 0,089 d'épaisseur pour les grands côtés, et 4" 1/2 = 0,114 pour les petits. La largeur dans œuvre est 14" = 0,355; la longueur totale est 3' 6" = 1m.066; la profondeur, à partir de la sole, est 3' 3" = 0m.980. Elle est recouverte d'une planche découpée de manière à laisser passer les tiges (*lifters*) des pilons. Boîte. (*Cover*.)

Les deux petits côtés sont assemblés à mortaises dans deux pièces de bois de 7" = 0,178 d'équarrissage et 8' = 2m,438 de long; ceux-ci reposent directement sur les fondations. Les armatures en fer, appliquées extérieurement sur le bord des grands côtés, traversent ces semelles et sont boulonnées en dessous.

L'intérieur des boîtes est garni de plaques en fonte de 1/2" = 0,013 d'épaisseur sur une hauteur de 2' 6" = 0,761, à partir de la sole. Le bois est entaillé; les plaques sont maintenues par de petits boulons à tête obtuse noyée dans la fonte; l'écrou est à l'extérieur.

L'ouverture qui donne accès au minerai et à l'eau (1)

---

(1) A Wheal-Vor, avec deux grilles latérales seulement, la face postérieure est percée de deux fentes verticales, servant à introduire de l'eau claire directement près des grilles, outre celle qui entre par le milieu avec le minerai.

a 15″ = 0,381 de large; son niveau inférieur est le même que celui de la sole.

Les ouvertures de face et latérales ont 8″ = 0,203 de large, sur 7″ = 0,178 de haut; entre les deux ouvertures antérieures l'intervalle est de 8″ = 0,203. Elles s'ouvrent toutes à 2″ = 0,050 au-dessus de la sole. (A Saint-Day, 1″ à 1″ 1/2.)

P an incliné et trémie.

Le minerai descend sur un plan incliné en planches, avec rebords. La pente est déterminée par une construction graphique; on trace un triangle isocèle dont la base = 14 et les côtés = 12; un des côtés est dressé verticalement contre la face postérieure de la boîte, l'autre donne l'inclinaison du plan. Ainsi fixée, elle est de 18° 1/2.

Le plan incliné a 4′ = 1m.219 de long; entre les parois, il a 15″ = 0,381 près de l'ouverture de la boîte, et 2′ = 0,610 en tête.

La trémie de déchargement des wagons a 5′ = 1m.524 de large; 5′ de profondeur verticale à l'aplomb de la tête du plan; le fond est incliné à 45°.

Grilles (*grates*), plaques et cadres. (Pl. II, *fig.* 4.)

Les grilles sont en tôle de fer ou de cuivre (voir p. 172). Elles ont 9″ = 0,228 de large, sur 8″ = 0,203 de haut; la partie perforée a 7″ sur 6″. Elles sont maintenues au moyen d'une plaque et d'un cadre. La plaque est quelquefois en fer forgé, le plus souvent en fonte de 1″ = 0,025 d'épaisseur, 18″ = 0,457 de haut et 14″ = 0,355 de large; elle présente au centre un vide rectangulaire ayant les dimensions de la grille, et dans lequel on peut appliquer celle-ci de manière à la faire porter contre le bois du coffre.

Les bords de la plaque sont percés de six trous; les deux trous supérieurs servent à la boulonner à la face de la boîte; ceux du milieu reçoivent deux boulons dont la tête est noyée dans le bois, et qui sortent d'en-

viron 5″ en avant de la plaque : leur extrémité est percée de façon à admettre une clavette.

Les deux trous inférieurs sont au-dessous du niveau du plancher d'écoulement ; on ne les fait que pour pouvoir retourner la plaque, dont l'ouverture s'use par le contact des eaux acides et des sables ; au bout de six à sept mois (à Tincroft), le bas du rectangle est entièrement déformé, la plaque est alors retournée et dure encore un temps égal.

Quand la grille est en place, on introduit par-dessus un cadre en fer de 1″/2 = 0,013 d'épaisseur et de 2″ = 0,05 de hauteur, avec deux appendices qui s'avancent sur les côtés d'environ 5″ = 0,126 au devant de la grille ; une bande de fer percée de deux trous s'applique sur ces appendices ; elle est traversée par les deux boulons du milieu, et maintenue définitivement par deux clavettes.

La manœuvre d'un changement de grille est évidemment assez rapide.

Au devant des boîtes règne, tout le long du *set*, un plancher de 3′ 6″ = 1^{m}. 066 de large, avec une pente totale de 3″ 1/2, soit 1/12, suffisante pour éviter tout dépôt de sable sur le plancher. A sa suite viennent les canaux.

Les flèches sont d'une seule pièce ; la tête (*head*) est en fonte ; la tige (*lifter*) est en fer méplat et pénètre presque jusqu'à moitié de la tête ; l'extrémité de la barre de fer a été fendue en quatre et les parties écartées en sorte de patte ; lorsqu'on coule le pilon, la fonte enveloppe ces parties saillantes, de façon que l'arrachement de la tige n'est plus à craindre. Flèches. (*Lifters-heads.*)

A Tincroft, un pilon neuf a 23″ = 0,597 de hauteur, 12″ = 0,305 dans le sens du petit côté de la boîte et 7″ = 0,178 perpendiculairement : la tige a 10′ 9″ = 3^{m},276 de long ; sa section a 2″ = 0,050, sur 4″ = 0,101.

Dans le district de Saint-Just on emploie aussi des flèches dont les deux parties ne sont réunies que par un coin de fer; la tête en fonte présente un vide de 7″ = 0,178 de profondeur, s'élargissant au fond; la tige s'évase à l'extrémité.

Guides. (*Guides.*)

Les guides sont au nombre de deux; le premier est à 16″ = 0,406 au-dessus du bord supérieur de la boîte, soit à 4′ 9″ = 1^{m},447 au-dessus de la sole; le second est 5′ 6″ = 1^{m},676 plus haut.

Chacun (voir *fig.* 5) est formé d'une partie fixe, qui est boulonnée à demeure contre les montants en bois, que forment les prolongements des petits côtés de la boîte, et d'une partie mobile, reliée pendant le travail à la première, par trois boulons, munis d'écrous à chaque extrémité.

Ces deux pièces rapprochées ménagent quatre espaces pour les coussinets en fonte et les tiges.

Les coussinets sont des prismes évidés à trois pans, de 7″ 1/2 = 0,190 de hauteur de 7″/8 = 0,022 d'épaisseur, avec rebords extérieurs aux deux extrémités. Ils s'emboîtent dans la pièce fixe du guide. La flèche étant mise en place, on adapte en dernier lieu la pièce mobile, dont une saillie pénètre entre les deux faces du coussinet, le maintient et forme la quatrième surface de glissement de la tige.

L'utilité des coussinets est évidente; la partie principale des guides a une durée à peu près indéfinie, tandis que les coussinets sont renouvelés lorsqu'il y a lieu.

Par une disposition ingénieuse, on a donné à Wheal-Vor, au rebord supérieur du coussinet, la forme d'un godet pour le graissage.

On conçoit aisément, d'après ce qui précède, la manœuvre à faire pour remplacer une flèche; on doit

arrêter la machine ; dans plusieurs bocards une mouffle, mobile sur une poutrelle honrizontale au-dessus des tiges, est amenée au droit de la flèche à lever.

Mentonnet. (*Tongue.*)

Les mentonnets sont en fonte et ont la forme d'une tête de marteau ; souvent aussi on les fait en fer forgé, symétriques, avec faces de glissement aciérées, ils peuvent alors être retournés.

La longueur totale est 11″ = 0,279 ; entre la tige et l'extrémité du mentonnet il y a 6″ = 0152 ; la plus grande épaisseur est 5″ = 0,127. L'ouverture est un peu plus large que la section de la tige, et taillée de manière à recevoir un coin.

Pour fixer un mentonnet sur la tige d'une flèche neuve, de façon à avoir une levée de 9″, on met un bâton dans la boîte, reposant sur la sole ; avec une règle représentant le mentonnet, et maintenue horizontale, on suit le mouvement de la came, et lorsque celle-ci abandonne la règle, on marque le point d'arrêt sur le bâton ; la longueur comprise entre ce point et l'extrémité inférieure du bâton est diminuée des 9″, et reportée sur la flèche à partir du bout du pilon ; elle donne ainsi le niveau de la face inférieure du mentonnet (1).

Arbre (*Axle*). Cames (*Cams*)

Les cames sont ici, comme presque partout, au nombre de 5 pour chaque flèche ; elles sont en fonte ; leur largeur est 5″ = 0,127, leur longueur totale 11″=0,279 ; elles font saillie de 6″=0,152 sur l'arbre.

L'arbre est en fonte ; il est creux ; son diamètre extérieur est 27″ = 0,685 ; l'épaisseur de la fonte est

---

(1) On a récemment proposé des mentonnets faisant saillie des deux côtés de la tige ; les cames sont doubles, c'est-à-dire en forme de fourche ; le point de contact se trouve constamment dans le plan médian de la flèche ; cette disposition diminue de beaucoup le frottement dans les guides, tout en permettant de déplacer facilement le mentonnet, pour la mise au point après usure du pilon.

3″ 1/2 = 0,089. Chaque came y pénètre par une ouverture de 5″ sur 3″; sa queue a 5″ de long et dépasse à l'intérieur de l'arbre creux ; elle porte d'un côté une entaille de 1″ de profondeur, et d'une longueur égale à l'épaisseur de l'arbre; la came se trouve fixée en chassant un coin en fer sur le côté opposé. La section à l'encastrement est de 4″ sur 3″; entre chaque came l'arbre est percé d'une ouverture ovale destinée à l'alléger.

Les 20 cames des 4 séries, qui correspondent à une boîte, sont implantées de telle sorte, que, si on en faisait une projection sur un plan perpendiculaire à l'axe de l'arbre, elles y diviseraient la circonférence en 20 parties égales; c'est-à-dire qu'on peut les regarder comme fixées sur 4 arcs d'hélice équidistants.

L'arbre est établi de manière qu'entre les tiges et la génératrice la plus voisine, il y ait environ 7″ à 8″ (= 0,178 à 0,203); il reste entre l'extrémité du mentonnet et l'arbre environ 2″, et à peu près autant entre la came et la tige.

Dans ces conditions supposons une levée de 9″; le mentonnet au repos (*fig.* 6) est à 4″ 1/2 au-dessus du plan médian de l'arbre; la came le mène pendant un parcours d'environ 28°; pour une levée de 10″ les chiffres correspondants sont 3″ 1/2 et 32°.

Considérons l'arc moyen de 30°; entre deux cames de la même série, l'angle est de 72°; en prenant les 20 cames des 4 séries il est de 72° : 4 = 18°. On voit que sur 4 flèches il n'y en aura que deux en prise à la fois, et même, qu'au moment où une des deux flèches échappe, l'arbre décrira 2 × 18° — 30° = 6°, en ne menant qu'une seule flèche (ce qui n'exige que 1/10 de seconde) (1).

(1) D'après cela, on peut se rendre compte, en négligeant le

L'arbre a environ 20′ = 6,096 de longueur; à ses extrémités sont fixés par des boulons de forts tourillons de 9″ = 0,228 de diamètre, prolongés par une tête carrée. L'embrayage des divers *sets* se fait au moyen de doubles manivelles en fontes fixées aux têtes carrées des deux tourillons voisins, et reliées par deux gros boulons.

La jonction de la machine avec le bocard est plus compliquée, la tête de l'arbre moteur se termine par un plateau à rebords dans lequel tourne une roue à rochet, montée sur la tête carrée du premier tourillon; un déclic à ressort fixé en un point du rebord appuie sur la roue à rochet. L'arbre à cames ne peut recevoir le mouvement de rotation que dans le sens convenable.

Cette disposition prévient la rupture qui se produirait, si le mécanicien par une fausse manœuvre déterminait la marche en sens contraire; elle permet aussi dans le cas où la machine aurait été arrêtée presque au point mort, de la faire partir à vide en sens inverse; enfin on peut manœuvrer la pompe de l'atelier pendant le temps de repos des bocards.

Fondations des bocards. Sole des boîtes. Murs.

Suivant la nature du terrain sur lequel on établit les bocards, les fondations sont disposées de diverses manières. Dans le cas général on se contente de creuser

---

frottement, de l'effort théorique que l'on impose au départ à la machine.

Exemple. N° 4. Carnbrea, 96 flèches pesant environ 60.000 lbs.; longueur de la manivelle, 48″; rayon moyen de contact des cames, 13″ 1/2 + 3″ 1/2 = 17″, la moitié des flèches en prise.

Coefficient de réduction $= \frac{17}{48} \times \frac{1}{2} =$ 17,7 p. 100, si l'on suppose la machine arrêtée à 90° du point mort.

Effort à exercer sur le piston, 10.620 lbs, soit, avec un diamètre de 32″, 13 lbs. environ par pouce quarré.

On voit que la machine sera facilement mise en marche.

une fosse de 3 à 4 pieds de profondeur, et de la longueur d'un set de flèches; on lui donne une largeur suffisante pour pouvoir y construire latéralement deux murs de 18″ = 0,457. Les boîtes simplement posées par dessus ces murs à la hauteur voulue, reçoivent des fragments de schiste quartzeux très-dur, qui remplissent complétement le fond de l'excavation entre les murs ; on commence à battre, et on alimente le bocard de killas. Après un battage de 4 à 5 heures, la sole est assez dure pour qu'on puisse introduire le minerai d'étain.

Quand on démolit d'anciens bocards, on trouve au fond des boîtes une couche de 1′ à 18″ d'étain pulvérisé et aggloméré, qui a descendu à la longue sous l'action des pilons, par le tassement du remplissage de la fosse.

Longrines. Lorsqu'on ne construit pas de murs, on place deux longrines demi-rondes de 9″ = 0,228, sur le sol creusé à un pied et demi environ de profondeur; leur écartement d'axe en axe est d'au moins 4′ = 1,219; elles s'étendent sous le set des quatre boîtes ainsi rendues solidaires; les pieds transversaux de chacune de celles-ci sont simplement cloués sur les longrines; le battage de la sole se fait comme dans le cas des fosses murées.

Granite et fonte. Dans le district de Saint-Just (excepté Balleswidden) on n'emploie que des flashers, même pour le bocardage du minerai ; les fondations consistent alors en un gros dès, en granite, de 4′ d'épaisseur, 3′ de large et 4′6″ de long; un bloc de fonte de 7″ d'épaisseur, et ayant les dimensions intérieures de la boîte, est posé par dessus ; puis la boîte est maintenue par des crampons qui fixent ses deux pieds transversaux sur le granite.

Flèches en bois, de Par Consols. Dans les mines de l'ouest du Cornwall, les pilons montés en fer sont généralement employés; dans l'est

on persiste encore, sur beaucoup d'ateliers, à *Polgooth*, *Carvath*, *Par Consols*, etc., à se servir de flèches en bois de Norwége (Norway Balk).

Voici la disposition de Par (*fig.* 9), qui est très-bonne et plus applicable que les tiges en fer, dans la plupart des pays de mines.

Le sabot neuf a 19″ = 0,482 de haut et 11″ = 0,279 sur 7″ = 0,178 ; la queue en fer a 1′ = 0,305 de long, 2″ 1/4 = 0,057 de côté près du sabot, et 2″ = 0,050 à l'extrémité.

La flèche en bois a 11′=3,352 de long, et 5″=0,127 sur 7″ = 0,178. On y fait une entaille latérale pour la queue du sabot, on rapporte une pièce de bois, et on fait descendre deux frettes en fer.

Quant aux guides, ce sont 4 prismes en fonte boulonnés deux à deux de chaque côté de la flèche, qui est entaillée pour recevoir les patins de ces guides; une sorte de couteau à angle de 60° fait saillie : des planchettes de bois tendre sont maintenues transversalement aux deux niveaux, et peuvent être approchées par des boulons, à mesure que les couteaux y font leur rainure.

Le mentonnet a une queue, qui traverse la flèche, il est retenu par une clef; quand le sabot s'est usé de quelques pouces, on relève le mentonnet en entaillant la flèche et mettant des tasseaux au-dessous.

Bocards à niveau pour les sables. (*Flashers for crazes.*)

Un bocard à grilles peut être facilement transformé en flasher; la grille et sa monture sont enlevées, et on dispose un canal en bois, dont le fond, cloué sur le bord inférieur de l'ouverture, l'élève d'environ 1″, c'est-à-dire porte à 3″ sa distance à la sole; ce fond se relève lui-même de telle sorte que le niveau de déversement des sables est à environ 12″ = 0,305 au dessus de la sole. La tête du pilon est toujours dans l'eau

puisque la levée ne dépasse pas 10″; à chaque coup une certaine quantité de matière à l'état de boue fluide est projetée par le canal. Souvent on régularise ce mouvement en disposant à la partie supérieure de l'ouverture de la boîte un petit volet mobile, à charnière de cuir.

Flashers à minerai.

Les flashers des environs de Saint-Just sont, ainsi que je l'ai dit, à sole de fonte; les ouvertures commencent à 2″ au dessus de la sole; et la boue doit parcourir un plan incliné de 3′ de base sur 9″ de hauteur; des portes à coulisses verticales servent en outre à régler l'émission des matières (1).

2° *Bocardage.* Influence des dispositions adoptées.

Examinons d'abord l'influence que peuvent avoir sur le résultat de l'opération les diverses dispositions que nous avons énumérées; considérons en premier lieu le bocardage du minerai.

Boîtes.

Dans toute opération de bocardage on se propose de soustraire le plus vite possible à l'action ultérieure du pilon, les matières déjà réduites à un degré de finesse suffisant : ce degré est réglé ici par les trous des grilles et c'est l'eau qui entraîne les sables. A chaque coup de pilon, les matières boueuses jaillissent contre les grilles et y subissent un véritable tamisage. On conçoit qu'il y aurait avantage à augmenter le plus possible la surface des grilles à la base de la boîte; mais il est nécessaire qu'il y ait à chaque instant une certaine hauteur d'eau dans la boîte, et, plus la surface des grilles, pour un diamètre donné des trous, sera grande, plus on consommera d'eau.

En général, la quantité d'eau dont on dispose est très-limitée; voici alors à quoi l'on est conduit :

(1) Malgré la finesse de l'étain dans les mines de ce district, je n'hésite pas à considérer l'emploi des flashers, avec sole en fonte, comme tout à fait désavantageux pour bocarder directement le minerai.

Pour un bocardage assez gros on pourra se contenter des deux grilles latérales; les trous sont gros, le sable se décharge facilement et l'eau peut se maintenir dans la boîte.

Pour la plupart des bocardages fins, la disposition décrite, à 4 grilles, devient nécessaire; on double ainsi la surface totale de grilles, mais la petitesse des trous l'exige.

A *Par Consols*, la grille de face a 23″ 1/2 sur 7″, c'est-à-dire équivaut à 3 grilles ordinaires; là aussi le grain est très fin.

On ne construit plus gnère de boîtes à 3 pilons et 2 grilles, dont une seule latérale. A *Polgooth*, on bocarde très-fin, mais les pilons sont légers, il n'y en a que trois et la surface de deux grilles peut suffire à la décharge. Cette disposition *suppose* une marche transversale des matières dans la boîte; et nécessite que les mentonnets soient mis au point chaque semaine, afin de conserver à peu près les levées de 10″, 9″ et 8″. Les pilons neufs sont ici, comme dans les bocards à 2 et 4 grilles, spécialement affectés à la décharge, c'est-à-dire placés vers la grille latérale.

Le poids des flèches est une affaire d'appréciation; certains minerais très-durs exigent des flèches pesantes. Flèches.

Ainsi que je l'ai déjà indiqué, le choix de la grille est de la plus grande importance, car c'est de lui que dépend tout le reste du travail. Grilles.

Les grilles sont calibrées du n° 1 au n° 36. Le calibre (*gage*) (*fig.* 8, Pl. II) est une tige en fer conique, de 6″ = 0,152 de longueur sur 1/4″ = 0,0063 de diamètre à la base; il est divisé en 36 parties égales, le n° 1 correspondant à la base même; la tige s'enfonce dans les trous de la grille et on peut lire la division à laquelle elle s'arrête. Les numéros les plus employés pour l'é-

tain, sont ceux de 30 à 36, c'est-à-dire ceux de moins de 0,001 de diamètre. Je citerai :

Wheal-Vor.	Nos	34	35	
Polgooth.	Nos	34	35	36
Tincroft.	No.			36

D'après le mode de fabrication des grilles (1) les

---

(1) *Fabrication des grilles.* — La plupart des grilles sont en tôle de fer, de la qualité des tôles à fer-blanc ; elles ont en général 8″ sur 9″, soit 72″² et valent 6 sh. la douzaine.

On fabrique les grilles dans plusieurs ateliers spéciaux, notamment chez M. Launder, à Redruth ; les outils sont un tas en bois debout recouvert d'une épaisse feuille de plomb, un marteau et un assortiment de vieux *carrelets* d'acier, finement aiguisés en pointe. L'ouvrier place deux feuilles de tôle superposées sur le plomb, où elles sont maintenues par deux crochets ; il fait les trous en les alignant obliquement au bord de la feuille, de manière que trois trous forment partout un triangle isocèle. L'espacement des trous, et par suite leur nombre par pouce quarré, n'est assujetti à aucune règle ; l'ouvrier en juge d'après la dimension qu'il se propose d'atteindre. Les deux feuilles sont percées en une heure de travail environ ; on repasse celles dont on veut élargir les trous.

Les grilles en cuivre, encore peu répandues, deviendront certainement d'un usage général. On les regardait comme nécessaires dans les mines où les eaux du bocard sont très-acides ; aujourd'hui on a reconnu leur avantage, même dans les conditions ordinaires. Ainsi, à Par Consols, des expériences ont été faites dans le courant de l'année 1858 ; une grande grille en cuivre, du poids de 1 kilog., dure trois mois, c'est-à-dire autant que sept grilles en fer.

Elle coûte :	3 sh. 6 d. = 4f,35.
On revend :	Vieux cuivre. . . . 0f,80 ;

la dépense réelle est de 3f,55, c'est-à-dire environ 30 p. 100 de celle occasionnée par l'usage des grilles en fer.

A Carnbrea, le bocard de 96 flèches est entretenu de grilles en cuivre pour 85 fr. par mois ; les grilles en fer coûteraient au moins 150 fr. La feuille de cuivre doit être assez épaisse, pour que le trou fait au poinçon donne une saillie résistante ; ainsi, à Par, des grilles de 700 grammes ont été reconnues beaucoup trop faibles.

trous sont prolongés en cônes faisant saillie d'un côté de la plaque de tôle ; c'est ce côté que l'on tourne vers l'intérieur de la boîte, de manière à éviter l'obstruction des trous par suite de l'évasement qu'ils offrent à la sortie des matières. Par l'usage, ce rebord s'use, les trous s'élargissent, même assez inégalement suivant le point de la grille, en sorte que, lorsque celle-ci est mise au rebut, elle a donné depuis longtemps des sables beaucoup plus gros que le numéro primitif ne paraîtrait l'indiquer ; souvent, il est vrai, les grilles sont brisées par quelques fragments de roche ; c'est même ce qui rend les grandes grilles de Par notablement plus dispendieuses.

Cependant, en supposant une usure complète, sans destructions accidentelles, le diamètre des trous des grilles un peu fines ne dépasse pas 1 millimètre.

Quand on atteint la plus grande finesse, il n'y a plus de calibrage possible ; ainsi pour les bocards à grilles qui traitent les crazes, on a des grilles plus fines que le n° 36.

Le bocardage des crazes est difficile ; excepté celles qui proviennent du Burning-house, elles doivent être mêlées à du minerai dur, quartzo-schisteux (capel), qui par sa nature donne du corps aux matières fines, tandis que les fragments de roche broyent entre eux les sables. Bocardage des crazes.

L'introduction, en proportion arbitraire de ce minerai, sur lequel on jette simplement les crazes à la partie supérieure de la trémie, ne permet pas de comparer le travail des flashers, avec celui des bocards à grilles ; cependant on peut affirmer que leur production est faible, ainsi qu'on peut le prévoir par le mode d'expulsion des matières.

Avec une disposition déterminée, on peut faire varier

la finesse des produits, en modifiant l'arrivée de l'eau; tandis que l'excès d'eau n'est guère à craindre dans les boîtes à grilles, il aurait dans un flasher pour conséquence immédiate l'entraînement de crazes imparfaitement pulvérisées.

On a réussi sur plusieurs mines à bocarder les crazes avec des grilles extrêmement fines et *fréquemment renouvelées*. A Par Consols, la même tentative a échoué, à cause de la grande portée de la grille de face, qui ne résistait pas à la poussée des matières et se déchirait rapidement. A Saint-Day on a employé des grilles plus fines que le n° 36 et la sole de la boîte était abaissée d'un pouce, c'est-à-dire maintenue à 2″ et 2″ 1/2 au-dessous de l'ouverture.

Le captain Tredinnick venait, lors de mon passage à Balleswidden, d'expérimenter parallèlement les flashers et les grilles fines, et sans pouvoir préciser numériquement l'avantage des grilles, il était devenu pour lui un fait incontestable.

4° Consommation et production des bocards.

Consommation.

Eau.

Il nous reste à exposer les données numériques relatives aux consommations et à la production des bocards, pour arriver à déterminer le prix de revient de cette opération.

La quantité d'eau consommée par les bocards est en général évaluée du tiers au quart de l'eau totale du dressing. Les renseignements que j'ai pu obtenir ne sont qu'approximatifs, et ne reposent pas sur des jaugeages.

Ainsi à Par, chaque boîte de quatre flèches, reçoit l'eau de deux trous de 3/4″ = 0,019 de diamètre, sortant d'une rigole sous une pression de 3″ à 4″ = 0,076 à 0.101 d'eau;

A Tincroft, on n'a qu'un seul trou de 1″1/4 = 0,031, sous 3″ d'eau.

Voici, sous toutes réserves, les nombres que j'ai déduits par des calculs, reposant sur diverses indications.

ATELIERS.	EAU par flèche et par minute.	OBSERVATION.
	litres.	
Polgooth.	6.72	Les différences entre ces nombres sont, jusqu'à un certain point en rapport avec les poids des Flèches. (Voir le tableau, page 163.)
Par.	8 à 9	
Tincroft.	9 à 10	

Dans des conditions moyennes, avec des minerais à grains fins, on consommera par boîte de 4 flèches :

7 à 9 gallons = 32 à 40 litres d'eau par minute.

On compte pour tous les bocards à vapeur : Personnel.

1° Trois mécaniciens; un seul est présent ; la durée d'un poste est de douze heures au lieu de huit heures, temps ordinaire du travail des mineurs. Chacun d'eux reçoit par mois £ 3 10 sh. = 87f,50; ce qui fait ressortir la journée au prix de 2f,916.

2° Trois ouvriers, surveillant le bocard, remplaçant les grilles, et dirigeant l'écoulement dans les canaux. Ce sont en général d'anciens mineurs, devenus impropres aux travaux souterrains. A Par on n'a que deux surveillants.

Le poste est dans tous les cas de douze heures; un seul est présent : gain par mois, £ 2 15 sh. = 68f,75; par journée 2f,292;

3° Je mentionnerai ici pour mémoire, et comme contribuant à l'entretien et aux réparations de tout l'atelier :

	£	sh.		fr.
1 charpentier à.	3	15	=	93,75
1 gamin-aide à.	1	0	=	25,00
1 forgeron à.	3	15	=	93,75

La houille provient du pays de Galles; elle est en général demi-grasse; M. Browne estime que, suivant la Houille.

houille achetée dans le Cornwall, le *duty* d'une machine peut varier de 1/12 à 1/5.

La houille consommée à Par Consols pour les chaudières et les fours de grillage, a donné à l'analyse :

Matières volatiles.	16,60	pouvoir calorifique = 91.
Cendres	3,00	coke bien aggloméré,
Carbone fixe. . . .	80,40	légèrement boursouflé.
	100,00	

On peut admettre que, prise aux ports de Swansea, Cardiff, Newport, la houille coûte 7 sh. la tonne; le fret jusqu'au port de Par est 5 sh. 6 d., avec le coût de débarquement on arrive au prix de 12 à 13 shillings.

A Tincroft, situé à 12 miles du port d'Hayle, la houille revient de 13 à 14 sh. Suivant la distance des mines au port d'arrivée, le charroi coûte de 2 sh. à 3 sh. 6 d. et même jusqu'à près de 5 sh. En sorte que, rendue à l'atelier, la tonne de houille vaut 12 à 16 sh., soit 15 fr. à 20 fr.

Les grandes mines importent souvent une cargaison de 100 à 150 tonnes à la fois.

J'ai déjà indiqué la consommation correspondant au *duty* moyen de 45,5; comme règle pratique, je crois qu'on sera très-près de la vérité, si on admet que la houille nécessaire pour faire mouvoir un pilon d'un poids donné est, par 24 heures, les $\frac{10}{100}$ à $\frac{12}{100}$ de son poids, ou par mois 3 à 3, 6 fois ce poids; c'est-à-dire qu'une flèche de 300 kilos brûlera par mois 1 tonne de houille.

Suif, huile, etc. La machine consomme, pour son entretien, une quantité d'huile et de chanvre qui est loin d'être négligeable.

L'huile vaut . . . 5 sh. 3 d. le gallon, soit 1f,42 le litre.
Le chanvre. . . . . . . 5 d. la livre, soit 1f,10 le kil.

Le bocard use du suif pour le graissage des tourillons et des guides; le suif revient de 60 à 64 sh. le quintal, soit environ 150 fr. les 100 kilogr. Dans beaucoup

de mines de l'ouest, on l'a remplacé avantageusement par une sorte de savon mou, de résine et de soude, dit antifriction grease, qui ne vaut que 12 sh. le quintal, soit 29f,53 les 100 kilogr., et procure sur l'emploi du suif une économie de plus de moitié.

Les pilons sont en fonte blanche, qui doit être à la fois dure et tenace; un bon pilon dure cinq à six mois. En moyenne, au bout de quatre mois, les deux tiers de la tête sont usés, et elle est devenue trop légère pour qu'il y ait intérêt à la conserver. L'usine livre en général les têtes avec queues de 1 à 2 pieds en fer forgé; les tiges sont dans ce cas soudées sur la mine. Pilons. Tiges.

Pendant l'été de 1857, les prix cotés par les fonderies étaient les suivants :

	Prix du quintal.	Prix des 100 kilog.
Fonte seulement.	8 sh.	19f,68
Pilon avec courte queue en fer forgé.	9 sh.	22f,14
Pilon avec longue queue en fer. . . .	10 sh.	24f,60

Quand une flèche à tige de fer est hors d'usage, l'usine la répare en faisant payer :

Main-d'œuvre. . . .	2 sh. 6 d.	3f,125
Fonte en sus à . . .	8 sh. le quintal	19f,68 les 100 kilogr.
Fer (s'il y a lieu) à.	17 sh. le quintal	41f,68 les 100 kilogr.

On peut revendre aux usines les vieux matériaux aux prix de :

Fonte seule à. . .	2 sh. 6 d. le quintal, soit	6f,75 les 100 kil.
Pilons armés à. . .	3 sh. 3 d. le quintal, soit	7f.95 les 100 kil.
Fer seul à.	6 sh. » d. le quintal, soit	14f,76 les 100 kil.

Une tige en fer peut ordinairement user trois têtes.

Le pin de Norwége, pour flèches en bois, coûte :

11 d. le pied cube, soit 40f,66 le mètre cube.

La fonte moulée coûte : Pièces accessoires.

	Prix du quintal.	Prix des 100 kilog.
Guides.	13 sh.	31f,99
Mentonnets.	12 sh.	29f,53
Cames.	11 sh.	27f,06
Plaques de grilles.	11 sh.	27f,06
Plaques de revêtement intérieur. .	11 sh.	27f,06

Grilles.

La durée des grilles varie beaucoup avec l'acidité des eaux ; dans les conditions ordinaires, une grille fait moyennement quinze jours.

Les grilles de 8"/9" valent, la douzaine, 6 sh. $=7^{f},50$.

Production. Difficulté d'une évaluation générale. Causes de variations.

On conçoit combien la quantité de matière bocardée dans un temps donné par une flèche, sur divers ateliers, doit varier avec la nature du minerai, c'est-à-dire avec la dureté de la gangue et la finesse de l'étain, qui exige un numéro de grille proportionné, et aussi avec le poids de la flèche.

Si on cherche à établir un rapport entre le nombre des flèches d'un bocard et la production annuelle de la mine, on joint aux causes de variations précédentes, celles qui dépendent de l'activité plus ou moins grande des travaux souterrains et du dressing ; activité souvent ralentie par le manque d'eau, de la teneur du minerai exploité, des pertes en étain selon la conduite de la préparation ; enfin dans le nombre des flèches considérées, il entre des flashers, en proportion très-différente suivant la nature du minerai et l'intelligence du chef de l'atelier.

Je me contenterai des exemples suivants :

ATELIERS.	NOMBRE total des flèches.	NOMBRE de tonnes bocardées en 1857.	
		Nombre total.	Par flèche.
Carnbrea.	96	20.000	208
Par.	68	17.000	265
Balleswidden.	68	12.000	176
Tincroft.	48	9.000	187
Levant (1).	64	8.000	125
Polberro (2) (1854). . . .	72	30.200	420

(1) Flashers. — (2) Minerai très-tendre, étain gros, bocard à grilles, 84 flèches dont 12 au repos.

En vingt-quatre heures une flèche, considérée isolément, *passe* moins de 1 tonne de minerai.

Avec un minerai de dureté moyenne, à grain fin et rendant 2,0 p. 100 à l'essai, on pourra obtenir :

Avec 64 flèches de 300 kilog., une production annuelle de. . . . . 200 à 250^{t} black tin.
Avec 96 à 120 flèches, on atteindra les plus grandes productions de. . . . . 350 à 500^{t} black tin.

Les petites flèches de 170^{k} avec les boîtes à trois pilons donnent évidemment un travail plus faible ; ainsi à Polgooth on a eu un bocard de 120 Fl. et un de 60 Fl. ; soient 180 Fl., et on n'a jamais produit plus de 40 tonnes par mois.

Comme limites extrêmes je citerai, d'une part, la mine de Providence, près Saint-Ives, dont le minerai a rendu dans ces dernières années 15 p. 100, et qui, avec 30 flèches, a pu produire 20 à 25 tonnes par mois (256 tonnes en 1856); et, d'autre part, le stockwerk de Carclaze, dont le minerai rend 1/3 p. 100 et n'exige que de très-grosses grilles, et qui avec douze roues hydrauliques, conduisant 36 flèches, ne donne au plus que 2 tonnes de black tin par mois (8 tonnes en 1856).

Voici, comme exemple de bocardage bien conduit, le résumé des frais spéciaux à l'atelier de Par Consols; tels que je crois pouvoir les établir, pour une période d'un mois.

Du 10 mars au 27 août 1857, on a bocardé 7,928 tonnes de minerai, qui ont rendu à la préparation 149^{t},457^{k} *black tin.*

Soit par mois :

Bocardé. . . . . 1.443 tonnes.
Minerai. . . . . 27^{t},174 kil.

Le rendement sur l'atelier a été de 1.883 black tin p. 100 minerai.
La teneur, à l'essai à la pelle, de 1 827 black tin p. 100 minerai.

Les résultats d'un mois de travail sont portés au tableau n° 1 ; dans le tableau n° 2, j'ai rapporté les dé-

penses à la tonne de minerai de bocard et à la tonne de minerai prêt pour la vente.

TABLEAU N° 1. — *Dépense par mois du bocard de 76 flèches de Par Consols* (1).

		fr.	fr.
Main-d'œuvre.	3 mécaniciens, à $87^{f},50$.	262,50	400,00
	2 surveillants, à $68^{f},75$.	137,50	
	1 charpentier, 1 forgeron, pour mémoire.	»	
Combustible et matières diverses.	Houille, 67 tonnes à $16^{f},25$ la tonne. . .	1.088,75	1.268,20
	Suif. $72^{k},480$ à $147^{f},64$ les 100 kilogr. .	107,00	
	Huile, $36^{l},700$ à $1^{f},42$ le litre.	52,50	
	Chanvre, $18^{k},120$ à $1^{f},10$ le kilogr. . . .	19,95	
Fonte et fer.	Pilons, $1^{t},363$.	398,50	518,50
	Grilles { petites, 5 douz., à $7^{f},50$ 37,50 ; grandes, 3 — à $22^{f},50$ 67,50 }	105,00	
	Plaques de grilles, $55^{k},26$, à $27^{f},06$ les 100 kilogrammes.	15,00	
Frais divers.	Leviers en bois, guides, mentonnets, cames, cadres en fer pour les grilles. . . . . Main-d'œuvre d'entretien et réparation.		300,00
	Total des frais spéciaux.		2.486,70
	A déduire pour les 8 flèches à cuivre. . .		200,70
	Total des frais spéciaux, pour un mois, des 68 flèches à étain.		2.286,00

TABLEAU N° 2. — *Frais spéciaux de bocardage rapportés.*

à 1 tonne minerai de bocard.	fr.	à 1 tonne black tin.	fr.
Main-d'œuvre spéciale, $0^{j},104$ à $2^{f},666$. . .	0,277	$5^{j},52$ à $2^{f},666$. . .	14,71
Houille, $0^{t},046^{k},4$ à $16^{f},25$.	0,748	$2^{t},469$ à $16^{f},25$. .	40,06
Graissage.	0,124	. . . .	6,58
Fonte et grilles. . . . . (Fonte usée, $0^{k},944$)	0,359	. . . . (50 kil. = 5 p. 100).	19,08
Frais divers, déduction faite de 8 fl. à cuivre.	0,076	. . . .	3,69
Totaux.	1,584	. . . .	84,12

A Carnbrea, avec 84 flèches, on bocardait, en moyenne

(1) 1° Outre les 68 flèches pour étain, le bocard comprend 8 flèches pour minerai de cuivre.

2° Par an, on use 224 pilons pesant :

	$24^{t}.536$ kil. à $22^{f},14$ les 100 kil.	$5.432^{f},27$
On revend	8.178 kil. à $7^{f},95$ les 100 kil.	$650^{f},15$
	Dépense annuelle pour les pilons.	$4.782^{f},12$

par mois, 1,914 tonnes de minerai à gangue quartzo-ferrugineuse et grain fin; la teneur à l'essai était 1,886. On produisait 36^{t},100 de black tin.

Les frais totaux de bocardage étant :

Par tonne de black tin.	82^{f},50
Par tonne de minerai.	1^{f},61

On voit que dans des conditions moyennes de dureté, avec un grain fin, et un rendement d'environ 2 p. 100, le prix du bocardage pourra, sur de grands ateliers, varier :

Par tonne de minerai.	de 1^{f},50 à 1^{f},80
Par tonne de black tin.	de 80^{f},00 à 90^{f},00

A Polberro, où l'on exploite principalement les minerais laissés comme remblais dans les anciens travaux, et les vieilles haldes, l'étain est dans un schiste plus ou moins altéré généralement tendre; on bocarde gros.

En 1854, on a bocardé 30,201 tonnes et produit 234^{t},700^{k}; le rendement a été de 0,777 p. 100.

Les frais totaux, y compris l'amortissement, ont montés à 48,750 fr.; ce qui correspond :

Par tonne de minerai de bocard, à.	1^{f},61
Par tonne de black tin, à environ.	207^{f},00

Les avantages qui résultent de la grosseur de l'étain et du peu de dureté de la gangue sont ici compensés par l'impureté des eaux d'alimentation. Ces eaux, extrêmement acides, corrodent rapidement les chaudières, ce qui occasionne des temps d'arrêt, et accroît beaucoup la consommation de houille.

Comparaison avec les bocards hydrauliques.

Il est facile d'estimer l'économie que peut procurer l'emploi de l'eau comme force motrice du bocard; supposons qu'il s'agisse d'un minerai analogue à celui de Par.

Un bocard de 16 flèches de 300 kil. n'exigerait guère

moins de 25 chevaux de force; soit une chute, déjà considérable, de 4 mètres de hauteur, débitant environ 500 litres d'eau par minute. Il pourrait bocarder 350 tonnes de minerai par mois; dans ces conditions les frais seraient :

	FRAIS SPÉCIAUX	
	par mois.	par tonne de minerai.
	fr.	fr.
Main-d'œuvre : 2 surveillants chargés de la manœuvre.	150	0,428
Fonte et fer; pilons, grilles, etc.	126	0,360
Divers; entretien, graissage, etc.	74	0,212
Totaux.	350	1,000

Malgré la suppression des mécaniciens, la main-d'œuvre se trouve augmentée de près de moitié en sus, par suite de la faible production. L'économie totale n'est guère que 1/3 de la dépense du bocardage à vapeur.

Il n'en serait pas de même pour de très-petits ateliers, où une roue hydraulique met en mouvement 3 ou 4 flèches seulement; dans ce cas, la main-d'œuvre devient presque nulle, parce que l'ouvrier préposé au bocard en travaille en même temps les produits; en sorte que la dépense se trouve réduite à la consommation de fonte et grilles et à l'usure du matériel, c'est-à-dire à environ $0^{f},50$ par tonne de minerai.

Lorsqu'on bocarde très-gros, comme à Carclaze, la dépense ne dépasse pas $0^{f},40$ par tonne de minerai sortant.

Valeur des machines et des bocards.

Il ne me reste plus qu'à indiquer les frais de premier établissement des bocards.

A la mine de Pednandrea, près Redruth, un très-beau bocard de 48 flèches, avec une machine de 36",

permettant de porter ultérieurement le nombre des flèches à 120, avait coûté *neuf;*

Machine et bocard. . . . . . . £	2.500 = 62.500 fr.	

A Par Consols, on avait payé :

Machine.	25.000f	50.000 fr.
Bocard.	25.000f	

Les ventes publiques aux enchères permettent aux mines, qui commencent, de s'approvisionner à bon compte en matériel de seconde main.

A Carvath United, une batterie de 24 flèches légères, avec tiges en bois, a coûté 5,000 fr.

On m'a cité un marché fait pour 16 flèches à 2,250 fr., estimées neuves 4,500 fr. à 5,000 fr.

On voit qu'en moyenne un *set* de 16 bonnes flèches neuves revient à £ 200 = 5,000 fr.

La dépense de mise en place varie beaucoup avec la nature et la configuration du terrain. Quant au bâtiment de la machine, il coûte généralement 2,500 à 3,000 fr.; ce prix s'accroissant avec la distance aux masses granitiques, d'où l'on peut extraire la pierre de construction.

§ II. Canaux (stripes-drags).

La préparation proprement dite ne commence qu'au moment où le minerai sort du bocard à l'état de boue liquide, et arrive dans les canaux.

Il est très-important de bien disposer ces premiers appareils, dont le travail peut être très-efficace, et ne coûte que la reprise des matières déposées.

Nous avons vu qu'on se propose de retenir les sables, en les classant par ordre de richesse, et de laisser écarter les boues fines. Avant de décrire les dispositions adoptées pour les canaux, j'insisterai sur le mouvement des sables boueux ; d'autant plus que la majeure partie

des observations faites ici, sera applicable également aux caissons round buddles, etc.

Lois de l'entraînement et du dépôt des sables.

M. l'ingénieur en chef des mines Gras a exposé dans son étude sur les torrents des Alpes (1), les lois de l'entraînement des matières de transport; je n'aurai qu'à résumer quelques unes de ses conclusions, en rappelant les expressions heureuses qu'il a adoptées pour préciser les phénomènes principaux.

1° On appelle *vitesse limite d'entraînement*, celle d'un filet d'eau, juste assez grande pour déplacer un grain; elle varie avec la forme du grain, et croît avec sa grosseur.

2° Un cours d'eau est dit *saturé* de matière, quand la moindre quantité, ajoutée à celle déjà charriée, détermine un dépôt.

3° Le poids total de matières que peut transporter un courant, supposé saturé, mesure sa *puissance d'entraînement;* cette puissance est proportionnelle à la *vitesse*, la *densité* et la *profondeur* du liquide; le lit du cours d'eau restant le même, elle varie avec le *volume*, la *densité* et la *forme* des matières; elle augmente et diminue suivant que ces matières deviennent plus ou moins *mobiles*.

Conséquences : — 1° Un cours d'eau même saturé, peut affouiller son lit; il y a *érosion;* les matières fines se mêlent à celles qui sont déjà charriées; la vitesse du liquide diminue, et les matières qui résistent le plus à l'entraînement sont abandonnées.

2° A plus forte raison, s'il n'est pas saturé, il y a affouillement, mais alors pas de dépôt correspondant; l'affouillement commence de préférence par les matières fines et légères.

(1) *Annales des mines*, 5ᵉ série, t. XI, 1857.

3° Si la puissance d'entraînement d'un cours d'eau saturé diminue par une raison quelconque, il y aura un dépôt et par suite exhaussement du lit. Les matières de transport difficile déposeront les premières (en effet la vitesse diminue).

Nature des matières bocardées. Densités.

Les sables boueux qui sortent du bocard sont un mélange de matières très-différentes. Sous le rapport des densités on a :

		Densités.
Métaux..	Étain cristallisé......	6,96
	Mispickel..........	6,00 à 6,40
	Pyrite de fer........	4,83 à 5,03
	Pyrite de cuivre......	4,10 à 4,30
	Wolfram..........	7,15 à 7,55
Gangues.	Quartz............	2,65 à 2,80
	Chlorite...........	2,65 à 2,85
	Schiste...........	2,50

Formes.

Quant à la forme, l'examen microscopique montre que les grains d'étain, de pyrite de cuivre et de gangues sont tout à fait semblables aux fragments de roche de même espèce, qui résultent d'un cassage au marteau; c'est-à-dire très-irréguliers et très-anguleux. La pyrite de fer, par suite de son clivage facile, conserve, sous des dimensions extrêmement petites, sa forme cristalline (1).

Volumes.

Le volume des grains est extrêmement variable. Les plus gros grains sont fournis par la gangue, quartz et chlorite; l'étain, déjà très-disséminé par lui-même, a été le plus souvent brisé entre les fragments de quartz, en sorte que la moyenne grosseur des grains d'étain, est bien inférieure à celle des gangues.

La pyrite, moins résistante et très-clivable, est en général finement pulvérisée.

Dépôt dans les canaux.

Au moment où les matières arrivent dans les canaux avec un grand excès d'eau, leur vitesse est diminuée

---

(1) Voir page 270, *Examen des sables de Par Consols.*

par la pente très-faible et la section suffisante de l'appareil. Le courant est immédiatement *sursaturé*, et reste sursaturé pendant tout le parcours du canal. Il y a dépôt des matières, en commençant par celles d'un transport difficile.

Plusieurs causes empêchent la netteté de la classification, et font qu'en un point donné du canal se trouvent réunies des matières de mobilité très-différente.

1° L'état *boueux* des sables est une des plus importantes, et son rôle est encore plus considérable dans les caissons, frames, etc., que dans les canaux.

Les grains de grosseurs diverses sont adhérents et comme collés ensemble ; le mode de pulvérisation tend à produire ces petites agglomérations, qui ne sont détruites ni par le passage à travers une grille même très-fine, ni par le parcours des planches en tête des canaux ; formées d'éléments de conditions diverses, elles jouissent de propriétés moyennes quant à la mobilité.

Il en résulte par exemple, qu'un gros grain dense entraîne, en se déposant, les particules fines qui l'accompagnent ; qu'un petit grain dense, ou qu'un grain déjà gros mais léger, se trouvent emmenés plus loin, avec le fin dont ils sont entourés.

2° Une seconde cause tout à fait générale est la rencontre des matières dans le mouvement.

Des grains de grosseurs très-différentes voyageant ensemble, les particules fines et légères, qui, si elles étaient seules, prendraient une vitesse plus grande que les autres, heurtent constamment les gros grains, qui se trouvent devant elles, et les poussent plus loin qu'ils n'iraient sans cette impulsion.

La forme anguleuse des sables produit au fond du lit une quantité de petites anfractuosités, où viennent se coincer les grains fins, qui passent au contact ; cet effet

a surtout lieu au moment où un gros grain s'arrête, et où la vitesse du fluide dans son voisinage immédiat est pour un instant diminuée.

3° Considérons maintenant les diverses parties du canal, en distinguant seulement : tête, milieu et queue.

En tête, le courant est de beaucoup sursaturé ; il y a donc dépôt rapide et un peu indistinct ; l'étain essentiellement composé de grains assez fins, tombe et se *tasse;* parmi les matières diverses qui l'accompagnent dans son dépôt, il ne peut y avoir de fixé, qu'une forte proportion de fin, et quelques très-gros grains de gangue ; les grains de grosseur moyenne roulent à la surface.

Au milieu, la sursaturation, quoique diminuée, tend encore à donner un dépôt confus ; mais l'érosion est plus énergique sur cette partie du lit, et remet en suspension le fin qui s'y arrête ; le milieu est donc principalement formé de gros sable et étain fin.

Vers la queue, on cherche à retenir tout le sable un peu gros, et on maintient les tasseaux de barrage au-dessus du niveau du dépôt ; la sursaturation se trouve conservée, l'érosion presque annulée à mesure qu'on se rapproche de l'extrémité, et une proportion de plus en plus forte de boues fines (slimes) y est retenue avec le gros sable.

Au delà des canaux les matières tombent dans des conduites d'une pente suffisante, et tout ce qui reste dans l'eau est porté aux slimes pits, où s'arrêtent les boues et les sables fins.

Dispositions des canaux.

Les canaux sont construits en planches ; on compte en général 2 canaux par boîte de 4 flèches ; chacun d'eux recevant alternativement les sables de cette boîte, pendant 12 heures.

Voici les dimensions exactes et la pente de quelques canaux :

ATELIERS.	LONGUEUR.	LARGEUR.	PROFONDEUR.	PENTE.	OBS.
Par Consols. . . .	12′ = 3ᵐ.65	14″ = 0ᵐ.355	12″ = 0ᵐ.305	$\frac{1}{72} = \frac{140}{10000}$	(1)
Great Wheal Vor.	13′ = 3.96	18″ = 0.457	11″ 1/2 = 0.291	$\frac{1}{78} = \frac{128}{10000}$	(2)
Id.	26′ = 7.92	. . . .	. . . .	*Id.*	(3)
Tincroft.	30′ = 9.14	15″ = 0.381	14″ = 0.355	$\frac{1}{48} = \frac{207}{10000}$	(4)

(1) Premiers canaux du Best Work. . . 6 canaux. — 12 flèches.
(2) Premiers canaux. . . . . 8 canaux. } 16 flèches.
(3) Deuxièmes canaux. . . . . 9 canaux. }
(4) Canaux uniques du Common Work. 14 canaux. — 28 flèches.

La disposition de Tincroft, également adoptée à Saint-Day, est la plus simple; la division en séries séparées par des gradins a l'avantage d'interrompre le mouvement du liquide, et de créer au-dessous du gradin une véritable tête enrichie, et qui peut être réunie à la queue du canal précédent.

A Balleswidden, on avait jusqu'à trois séries de canaux de 12′ chacune de longueur; chaque canal avait 30″ = 0,761 de large.

A Drakewalls, les matières, au sortir des cylindres broyeurs, sont envoyées dans des canaux-tyes à plusieurs ressauts; devant chacun d'eux est placée en travers du canal une planche inclinée, contre laquelle les matières viennent frapper presque normalement; les grains d'étain, très-arrondis, qui ont traversé, en roulant, le canal précédent, sont précipités au pied du gradin, et le remous qui se forme n'entraîne que les matières plus légères.

Proportion d'eau. D'après ce qui a été dit en décrivant le bocardage, et en admettant qu'une flèche passe 1 tonne de minerai en 24 heures, un canal recevra par minute, de 4 flèches, 2ᵏ.800 de sables délayés dans environ 36 litres d'eau; si l'on prend 1,30 pour densité moyenne des sables de

canaux, supposés secs et non tassés, on voit que le sable arrive au canal avec 13 fois son poids, ou 18 fois son volume d'eau.

Caractère d'une bonne marche.

Le caractère, auquel on reconnaît immédiatement qu'un canal fonctionne bien, est la netteté de la surface du dépôt. Le moindre *ravinement* produit une sorte de petite rigole, où la vitesse de l'eau augmente, et par où s'écoule l'étain déjà déposé, ou encore en mouvement; des deux côtés et en avant de cette rigole le courant est ralenti, les matières même légères s'y accumulent; en somme aucune classification n'est plus possible.

Dans un canal bien construit cet inconvénient ne se produira, que si l'on force la quantité d'eau du bocard, c'est-à-dire si on augmente la puissance d'entraînement.

Si le canal a été mal établi, et que le dépôt s'y ravine, on devra, soit augmenter sa largeur, soit, ce qui est toujours facile, diminuer sa pente.

On a pu remarquer que les canaux décrits ci-dessus, sont assez étroits; il y a plusieurs motifs pour les préférer ainsi. Il est bon que chaque canal corresponde à une boîte, afin que si l'on a à arrêter les flèches dans celle-ci, on ne vienne pas à modifier le travail dans tous les autres canaux. Alors le cube des matières à recevoir étant connu; la longueur est faite suffisante pour le classement, et la profondeur du dépôt évaluée à 1', pour faciliter l'enlèvement à la pelle; la largeur est donc déterminée.

En outre, l'action des parois verticales, même avec une faible hauteur d'eau, n'est pas négligeable; leur effet principal est de guider les filets fluides, et de les maintenir dirigés suivant l'axe du canal. Avec un canal très-large, un ravinement et la sur-élévation corres-

pondante, une fois produits, l'eau se prête plus facilement aux sinuosités qui en résultent et au lieu d'attaquer l'obstacle, le tourne en l'agrandissant; 18″ = 0,457 paraissent une largeur convenable, on ne devra pas dépasser 20″ = 0,507.

Mode de division du dépôt.

Le canal une fois rempli, le Captain d'après la connaissance du minerai traité, et, s'il le juge à propos, d'après un examen à la pelle (*vanning*), indique à l'ouvrier les divisions, qu'il doit observer dans l'enlèvement du dépôt.

A Tincroft, par exemple, avec un minerai rendant 1 1/2 p. 100 environ, on traçait dans les canaux précités :

DIVISIONS.	LONGUEURS absolues.	LONGUEURS relatives.	NATURE DES SABLES.
Head.	2′ 6″	1/12	Sable de caisson.
Middle.	7′ 6″	3/12	Sable de Round Buddle.
Tail.	20′ 0″	8/12	Sable de Round Buddle; une petite partie de boues fines rejetées au Slime pit
Stripe A.	30′	12/12	

Personnel.

Le personnel varie beaucoup d'après la disposition de l'atelier, et suivant qu'on emploie, ou non, les round buddles.

A Tincroft, on compte, pour les huit stripes du Best Work, un gamin, et pour les seize stripes du Common Work, trois gamins. Les têtes seules sont à transporter à la brouette jusqu'au caisson; les middles et les tails sont immédiatement jetés dans des rigoles en planches qui les conduisent aux round buddles, et se prolongent jusqu'au-dessus des stripes; ceux-ci étant, à Tincroft, assez en contre-bas du côté du Common Work, il y fallait un gamin supplémentaire pour jeter les sables

sur un plateau, où ils étaient repris et élevés à la rigole.

Avec une pente de terrain favorable sur l'atelier, et une bonne disposition de round buddles, un seul gamin suffira pour 8 canaux, soit pour un *set* de 16 flèches, et déblaiera par jour 10 à 12 tonnes de sable humide.

Un gamin aux stripes est payé par mois £ 1 = 25 fr., ce qui fait ressortir la journée à $0^{fr}.83$.

Comme exemple d'effet classeur de canaux, voici les résultats qu'ont donné, à l'analyse par voie humide, les sables de Par Consols. Effet utile.

A. Premiers petits canaux du BestWork, recèvant des sables à 19.00 p. 100.				
1° Head.	24.0 0/0	Oxyde d'étain.	Sable de caisson B.	
2° Middle. . . .	8.0	*Id.*	*Id.*	R. Buddle R.
3° Tail.	2.0	*Id.*	*Id.*	Shacking dont le sable va au RB. R'.
A'. Grands canaux du Common Work recevant des sables de 4.35 0/0.				
1° Head.	18.00 0/0	Oxyde d'étain.	Sable de Round Buddle R.	
2° Middle. . . .	0.80	*Id.*	*Id.*	*Id.* R'.
3° Tail.	0.85	*Id.*	Au long stripe E.	

Ces chiffres n'ont d'ailleurs aucune valeur absolue; il aurait fallu, pour qu'on pût compter sur la prise d'essai, des soins qu'il m'était impossible d'avoir; ils suffisent cependant pour montrer qu'il y a beaucoup à attendre de canaux bien construits. Les canaux A fonctionnent parfaitement.

§ III. Caissons (square buddles, tin cases).

Sur les ateliers où les round buddles n'ont pas été introduits, on emploie de grands caissons, *square buddles*, pour traiter tous les sables de canaux. Description des caissons.

Ceux de Wheal-Vor (Pl. II, *fig.* 10, 11 et 12) sont de construction récente et bien établis.

La caisse est en planches de 1″ 1/4 = 0,031 d'épaisseur; sa longueur est : au niveau du sol 11″ = $3^m.352$; Grands Square Buddles. Wheal-Vor.

au fond 10′8″ = 3^m,123; sa largeur est 5′ 6″ = 1^m,676. La hauteur des parois verticales est : en tête 2′ = 0^m,609, en queue 2′ 6″ = 0^m,761.

L'auge conique qui reçoit les matières a, au niveau supérieur, 16″ = 0,406 sur 3′ = 0,914; à 4″ = 0,101 de profondeur règne une grille métallique, que doivent traverser les sables boueux; ils s'échappent au-dessous par une ouverture de 3″ 1/2 = 0,089 de large sur 4″ = 0,101 de haut, ménagée dans la paroi de l'auge; un plan incliné avec rebords les conduit sur la planche à tasseaux, où ils arrivent formant une nappe de 14″ = 0,355 de large. La planche a 18″ = 0,457 suivant l'inclinaison, elle est garnie de 14 tasseaux disposés en éventail; les tasseaux ont 1″ 1/4 = 0,031 de hauteur, leur largeur est 7″/16 = 0,011 en tête, et 1″ = 0,025 en queue. Il reste en tête environ 8″ = 0,203 de libre pour le chemin des sables; chaque rigole s'élargit en descendant et atteint 3″ 1/2 = 0,089 à son extrémité inférieure. Les divers filets boueux tombent en contre-bas à 3″ 1/4 = 0,082 sur une petite planche de 5″ = 0,127 de large, où ils se réunissent en une nappe qui s'écoule dans la caisse.

La figure indique le mode d'arrivée de l'eau; pour son écoulement, la planche, qui ferme le caisson au pied, est percée de 2 rangées de 6 trous, disposés de telle sorte qu'entre deux trous la différence de niveau soit de 2″ = 0,05. A mesure que le dépôt s'élève, on ferme ces trous avec des chevilles.

La pente du fond du caisson est 16″ = 0,406 sur la longueur totale, soit 1″5/8 par pied = 1.300/10.000, ou environ 7°.

La planche à tasseaux, et le plan incliné qui la précède, ont une pente de 2 de base pour 1 de hauteur; la planchette de 5″ a la même inclinaison que le fond du

caisson; la paroi de celui-ci est inclinée à 75°; soit 1 de base pour 4 de hauteur.

Quelquefois on donne aux grands square buddles jusqu'à 14' ou 15' de long et 6' de large; outre qu'on n'a pas toujours d'assez gros lots de sables pour remplir l'appareil, le mode de dépôt des matières n'exige pas de semblables dimensions.

Quand, d'après la nature des sables, l'ouvrier juge opportun de raccourcir le dépôt dans la caisse, il maintient les trous du pied fermés à un niveau supérieur, de manière à avoir constamment un petit étang (*pool*), où les sables viennent former talus, sans s'étendre jusqu'à la paroi inférieure du caisson.

Le plus souvent on simplifie la construction des caissons, en mettant directement, en tête de la planche à tasseaux, une auge sans grille, évasée en sens inverse de celle-ci. Le minerai est jeté à la pelle dans l'auge; les divers buddles, rangés parallèlement dans un même hangar, reçoivent l'eau d'une même rigole. Buddles ordinaires. Tincroft, etc.

C'est ainsi que sont disposés les caissons, qui à Tincroft traitent les têtes des canaux et des round buddles. Leur longueur est 10'=3,048, leur largeur 5'=1,524; leur profondeur est en tête 20" = 0,508, en queue 2' = 0,609. L'inclinaison du fond est de 1" par pied =1/12 = 833/10.000; elle est suffisante eu égard à la finesse des matières déjà riches que l'on y traite.

A Wheal-Vor, on emploie les tin cases pour le traitement des sables enrichis au square buddle, et aussi pour le lavage des matières grillées; elles représentent le type perfectionné des anciens buddles, décrit par M. Henwood; c'est surtout à ce point de vue que j'ai cru intéressant d'en donner le dessin (Pl. II, *fig.* 13 à 19). Tin cases. Wheal-Vor.

Longueur au fond.	8′ 5″ = 2^m,565
Largeur.	3′ 6″ = 1^m,066
Profondeur en tête.	20″ = 0^m,508
Profondeur en queue.	2′ = 0^m,609
Inclinaison. . . . 1″ 1/2 par pied	$= \frac{1}{8} = \frac{1.250}{10.000}$.

La planchette (*jagging board*) sur laquelle les sables sont mis à la pelle et divisés en petites rigoles, a 15″ 1/2 = 0,418 de large, et une inclinaison totale de 4″ 1/2. L'eau se déverse en nappe par-dessus une planche verticale, et tombe d'une hauteur de 6″ = 0,152 sur le jagging board.

La planche, au pied de la caisse, est percée de 16 trous échelonnés sur deux rangs de 8 chacun ; entre deux trous la différence de niveau n'est que de 1″ 1/2 = 0,038.

Arrivée des matières dans ces divers appareils. Infériorité des tin cases.

Au moment où les matières tombent dans la caisse, elles doivent, autant que possible, former une boue fluide bien homogène ; c'est-à-dire qu'elles ne doivent pas entraîner de grosses agglomérations, et qu'il ne doit pas y avoir de filet d'eau presque pure, non saturée de sables.

La disposition de Wheal-Vor répond le mieux à ces conditions ; le buddle ordinaire de Tincroft y satisfait presque suffisamment ; mais il n'en est pas de même pour la tin case.

En effet, les matières ne sont entraînées du jagging board dans le caisson que par *l'action érosive* de l'eau pure dans les rigoles de sable ; rien ne garantit la régularité de l'érosion. Aussi ce type de buddle n'a-t-il pu être conservé que pour les sables riches, c'est-à-dire composés de matières bien classées de grosseur. Le travail des deux ouvriers y est plus méticuleux, sans aucune compensation dans les résultats ; c'est ce qui deviendra plus évident encore par les explications suivantes.

D'après la nature des sables passés au buddle, on admet par minute : Proportions d'eau.

	EAU FOURNIE PAR MINUTE.		NATURE DES SABLES.
	Diamètre du trou.	Nombre de litres.	
N° 1.	1" 1/2 = 0,038	32 à 36	Sables très-gros, par suite généralement pauvres.
N° 2.	1/2" = 0,012	9 à 10	Sables fins, riches ou pauvres.
N° 3.	. . . .	4 à 5	Sables très-fins, riches ou pauvres.

Dans le cas moyen n° 2 (caisson de Tincroft), la quantité de sable reçue, pendant le même temps, est 16 à 17 litres. En admettant 1,5 pour densité moyenne des sables de caisson, secs et non tassés, on voit que le sable arrive au caisson avec 1/2 de son volume, ou 1/3 de son poids d'eau, soit avec 39 fois moins d'eau que dans les canaux.

D'un autre côté, les pentes exprimées en dix-millièmes sont : Pentes du fond.

Pour les buddles.	1.300	1.250	833 (variant avec le grain).
Pour les canaux..	207	140	128

C'est-à-dire de 6 à 9 fois plus fortes pour les caissons que pour les canaux.

Ces rapprochements indiquent la différence considérable qui existe entre les modes de dépôt dans ces deux genres d'appareils. Tandis que dans le canal coule un liquide peu chargé de matières, on a plutôt dans le buddle une boue sableuse à faire *rouler sur un plan incliné*. On compte ici sur la *forme* et le *volume*, autant que sur la densité des grains. L'examen des diverses parties du dépôt confirme ces appréciations. Dépôt dans le caisson.

En tête du caisson, est l'étain généralement fin, la gangue fine, retenue par adhérence ou autrement, à peine quelques grains de grosseur moyenne, mais pas

de très-gros grains comme il s'en trouve dans les têtes des canaux ;

Au milieu, des grains égaux de chlorite et de quartz (1), les uns et les autres de grosseur moyenne, et un peu d'étain entraîné jusque-là, sans qu'il soit sensiblement plus fin que celui de la tête ;

En queue, la presque totalité des gros grains de gangue qui ont roulé le plus facilement, et une forte proportion de fin, qui y est arrivé, soit par adhérence avec le gros, soit surtout en suspension dans l'eau.

L'étain de ces queues est essentiellement à l'état de *craze* avec la gangue, et de *slimes* d'une grande finesse.

D'après ce qui précède, on comprend :

1° Que le caisson n'est rien moins qu'un appareil débourbeur ; qu'il a surtout pour objet d'enrichir ; que l'enrichissement y sera d'autant plus net que les sables traités seront déjà mieux classés ; qu'il est donc utile de faire subir un *shacking* préalable aux queues d'appareils divers, jugées boueuses, et que l'on veut y traiter ; qu'on ne doit demander au caisson que de produire le plus rapidement possible la plus grande quantité de sables riches pour cuves, et que la kieve sera chargée d'achever le débourbage ;

2° Que des matières extrêmement fines ne sauraient être traitées au caisson ; que l'eau et la pente, éléments de la puissance d'entraînement, doivent y être proportionnées avec la plus grande attention à la mobilité des matières introduites.

Personnel et travail des ouvriers.

Le personnel se compose de deux gamins ou filles : un chargeur et un balayeur ; ce dernier se tient sur une planche mise en travers du caisson, à 3' ou 4' de la tête ;

---

(1) Les échantillons examinés sont ceux de l'atelier de Par.

il remonte légèrement les matières, et égalise par un mouvement tranversal les boues, qui tombent en tête, de manière à maintenir la surface aussi unie que possible ; il prévient les ravinements qui se produiraient à coté des tombées de petites masses boueuses, désagrége celles-ci, et soumet à une nouvelle descente les sables, qui tendent à s'arrêter vers le milieu de la caisse.

Le Captain trace les divisions, et les gamins vident le caisson ; ils mettent en tas sur les côtés les parties à repasser, et transportent le reste aux points d'élaboration.

Division du dépôt.

On a vu que le nombre des divisions variait de deux à cinq, leur longueur relative dépend aussi de la nature du minerai ; l'expérience, éclairée au besoin par le *vanning*, est ici le seul guide.

A Tincroft, le caisson travaillant des têtes de canaux et de round buddle, d'une teneur de 15 à 18 pour 100 d'oxyde d'étain, très-chargées de mispickel, on y faisait :

DIVISIONS.	LONGUEURS	
	absolues.	relatives.
Head	2′ 0″	1/5
1er Middle	1′ 8″	1/6
2e Middle	1′ 8″	1/6
Tail	4′ 8″	7/15
Caisson C.	10′ 0″	15/15

Il y a lieu d'observer que la surface du dépôt n'est pas toujours parallèle au fond du caisson ; dans l'exemple précédent l'épaisseur des sables, était en tête 20″, en queue 15″ seulement ; d'où l'on peut conclure que la pente du caisson était un peu trop faible, eu égard à la richesse (peu de mobilité) des sables traités. Le pied se trouve au contraire à peu près aussi épais que

la tête, lorsqu'on repasse au même caisson la troisième division, deuxième middle, qui est plus fine et moins iche que la matière initiale.

Dans ces conditions les caissons de Tincroft peuvent recevoir 1.880 à 2.000 litres, ceux de Wheal-Vor 2.300 à 2.500 litres. Le temps du remplissage varie en sens inverse de la grosseur des sables. A Tincroft il était de 2 heures; pendant la journée de 9 heures effectives de travail, on pouvait faire deux opérations complètes dans un caisson, c'est-à-dire passer 6 à 7 tonnes de sable (supposé sec).

Les 2 gamins ou filles sont payés par mois chacun 15 sh = 18f,25, soit par jour, chacun 0f,625.

Dépense au caisson par tonne de sable.

La dépense minima, pour le traitement au caisson d'une tonne de matière, s'élève à 0f,18 à 0f,21.

Effet utile.

Comme exemple d'effet classeur des caissons, voici les résultats d'analyses faites sur des sables de Par :

B, caisson traitant les têtes des canaux A, à 20 ou 24 p. 100.			
1° Head.	42 p. 100 oxyde d'étain.		Sable de cuve.
2° 3° Middles (éch. moyen).	10 p. 100	—	A repasser.
4° Tail.	3 p. 100	—	Shacking spécial.

Emploi du caisson comme tye.

Nous avons vu qu'à certain point de la préparation des matières après grillage on pouvait employer le buddle comme tye.

L'eau arrive en forte quantité, et tombe pure, en nappe dans le caisson; le sable est versé graduellement à la pelle dans la nappe d'eau elle-même.

Ce n'est que dans ces conditions exceptionnelles, que le buddle fonctionne comme le caisson allemand, avec lequel on a souvent eu le tort de le confondre.

La tye est, en Angleterre, le véritable équivalent du caisson allemand.

§ IV. Round buddle.

Le round buddle, inventé il y a environ quinze ans, a apporté une grande amélioration dans la préparation, non-seulement de l'étain, mais aussi des sables fins de plomb et de cuivre. Son emploi tend à se généraliser, et il a été introduit en France, notamment aux mines de Pontgibaud. Cependant pour pouvoir compter sur un bon service de cet appareil, il faut se placer dans certaines conditions, sur lesquelles j'insisterai ci-après.

Description d'un round buddle de Tincroft.

Les *fig.* 20 et 21, Pl. II, représentent un des trois round buddles de Tincroft ; il a 18′ = 5^m,486 de diamètre ; la profondeur de la cuve en maçonnerie est de 2′5″ = 0^m,736, à la circonférence. Le plancher a une pente de 1″ par pied = 1/12 = 833/10.000. Les matières chargées en tête d'une rigole en bois, faite de deux planches clouées à angle droit, reçoivent un courant d'eau qui les entraîne dans la trémie conique en tôle. L'inclinaison de la rigole est 1″ 1/4 par pied ; on devait la porter à 1″ 1/2 = 1.250/10.000. La trémie a 18″ = 0,457 de diamètre supérieur, 20″ = 0,508 de hauteur ; à 4″ = 0,101 de profondeur, elle porte un fond percé de quatre trous, par lequel elle est reliée à l'arbre moteur. En bas, elle dépasse de 3″ = 0,076 la tête du pilier central, et laisse, entre elle et lui, un vide annulaire d'environ 1″ 1/2 = 0,038.

Le pilier conique est en bois, recouvert d'une chape de fonte ; sa hauteur totale est 4′ = 1^m,219, dont 19″ = 0,482 engagés dans le sol. L'enveloppe de fonte a en haut 8″ = 0,203 de diamètre, en bas 20″ = 0,508. La génératrice du cône est inclinée à 75°.

A chaque bras, est suspendu un volet de 5′ = 1,524 de longueur. La figure donne une suspension automotrice à contre-poids ; à Tincroft, on a au bout de chaque

bras une petite manivelle, que le surveillant doit tourner de temps à autre, et sur laquelle s'enroulent les cordes.

Les sables boueux reçus dans la trémie traversent le faux fond, frappent les parois, sont renvoyés sur le pilier et de là s'écoulent dans la cuve.

L'eau s'en va par un canal souterrain fermé par un petit barrage à tasseaux, comme pour les stripes ; on peut aussi, au lieu du barrage, mettre une planche à chevilles fonctionnant comme dans les caissons.

Le mouvement est ici emprunté à la machine du bocard, et transmis aux round buddles par des tiges en fer et des roues d'angles. L'arbre vertical fait 5 tours par minute.

Dispositions diverses.

Quelquefois on fait entièrement en maçonnerie la cuve et le fond. Le diamètre de la cuve varie de 15′ à 20′ = 4,571 à 6,096. On se contente souvent de garnir le fond avec des planches, seulement au centre, sur un rayon de 5′ = 1,524.

Le pilier central peut être tout en bois ou tout en fonte ; dans ce dernier cas la base est élargie de manière à reposer solidement sur un rebord de 6″ = 0,152 de large.

Au lieu de volets mobiles, on emploie généralement de petits brains de balai, maintenus entre deux planchettes, serrées par quatre boulons.

L'écoulement de l'eau à sa sortie peut être rendu plus régulier en pratiquant trois ouvertures avec barrages, espacées de 120°, sur la circonférence de la cuve. A Par Consols, ces trois ouvertures débouchent dans un canal circulaire qui règne autour de la cuve, à 18″ = 0,457 de distance. Lorsqu'on vide le round buddle, la queue du dépôt est directement rejetée dans ce canal, dont la pente a été ménagée suffisante pour

que l'eau puisse entraîner la matière au long stripe E (Pl. IV, *fig.* 4).

Suivant la finesse des sables, la pente du fond était : Pentes du fond.

ATELIERS.	PENTES.	SABLES.
Wheal-Vor.	1'' 1/4 par pied $\doteq \frac{5}{48} = \frac{1.042}{10.000}$	Gros, des anciens.
Tincroft.	1'' *id.* . . . . $\frac{4}{48} = \frac{833}{10.000}$	Fins.
Carvath United. . .	1/2'' *id.* . . . . $\frac{2}{48} = \frac{417}{10.000}$	Très-fins.

La pente est à peu près égale à celle que l'on donnerait à des caissons qui auraient à traiter les mêmes matières ; elle serait plutôt un peu moindre pour le round buddle.

Je n'ai pu obtenir aucune donnée exacte sur la quantité d'eau consommée, mais on peut la regarder, sans grande erreur, comme restant proportionnellement la même qu'au caisson ; ainsi par minute pour passer : Eau.

A Tincroft, sable fin supposé sec. . .	36 litres.	On consommera en eau.	20 litres.
A Wheal-Vor, sable gros supposé sec.	50 litres.		26 à 30 litr.

Un simple coup d'œil suffit pour juger si la quantité d'eau est convenable ; dans ce cas la surface de dépôt est parfaitement conique et unie ; avec trop peu d'eau, il se forme un dépôt abondant en tête, se terminant vers le milieu de la cuve par des fanges boueuses ; avec trop d'eau, on voit les matières être rapidement charriées à la circonférence. Caractère d'une bonne marche.

Il en est du round buddle, comme de tous les appareils purement mécaniques : là où l'on ne peut plus compter sur les soins de l'ouvrier pour remédier aux irrégularités du travail, il faut s'appliquer à les éviter,

c'est-à-dire à reconnaître les conditions d'une bonne marche et à n'en plus sortir.

Après avoir attentivement réglé l'arrivée de l'eau, on devra donc, ici plus encore que pour le caisson, se préoccuper de n'envoyer à la trémie que des matières fluides bien homogènes. On y parvient simplement et à peu près suffisamment en faisant précéder la rigole d'une auge en planches, où les sables des canaux sont jetés toujours en excès par rapport à l'eau qu'ils y reçoivent.

Si, faute de cette précaution, on se contente de la rigole, qui ne peut contenir à l'avance que quelques pelletées de sables, il suffit que le gamin aux stripes interrompe un instant le chargement, pour qu'un afflux d'eau pure vienne raviner tout l'étain déposé au centre du buddle.

Le round buddle ne peut être qu'un appareil dégrossisseur.

Le round buddle, même parfaitement conduit, ne saurait être appliqué utilement au traitement de matières déjà riches, à moins qu'elles ne soient très-bien classées de grosseur; c'est une conséquence de sa propre disposition. En effet, les sables s'écoulent en divergeant du centre; en sorte qu'un décimètre quarré, par exemple, pris à la surface de la zone centrale du dépôt, reçoit à chaque instant l'action d'une plus grande quantité d'eau et de sable, qu'une surface égale, prise vers les parois de la cuve. De là, une très-grande inégalité dans le *tassement* des matières; la tête du dépôt est relativement *dure*; on peut la comparer à la partie frayée d'une chaussée macadamisée, tandis que le pourtour de la cuve en représenterait les bas côtés empierrés à neuf. La tête d'un caisson, supposé traiter les mêmes sables, sera plus tendre, parce que sur tout le parcours il offre la même section à l'écoulement. Or les sables de caisson, ou de round buddle, sont tou-

jours imparfaitement débourbés; les grains d'étain, presque tous assez fins, y sont entourés d'un véritable limon de slimes. Il arrivera donc que ces petites masses étain et boue pourront rouler *sur* la tête dure du round buddle, tandis qu'elles s'arrêteront *dans* la tête tendre du caisson (1).

Une autre conséquence presque évidente du mode d'admission par le centre est, que des sables qui, malgré leur finesse, pouvaient encore être traités au caisson, ne sauraient l'être au round buddle.

Personnel et travail des ouvriers.

Pendant le remplissage de la cuve, on n'a qu'une simple surveillance à exercer sur l'arrivée et la sortie de l'eau, et pas de main-d'œuvre spéciale; car les sables sont chargés dans la rigole par les gamins des stripes.

Division du dépôt.

Le Captain divise le dépôt en deux ou en trois parties.

A Tincroft, par exemple, le round buddle traitant le milieu des canaux, on faisait trois divisions :

LONGUEURS comptées sur un rayon.		VOLUMES approchés.	DESTINATIONS.
Pilier	0' 6"		
1° Head	3' 6"	7/24	Sables de caisson.
2° Middle	1' 6"	3/24	A repasser.
3° Tail	3' 6"	14/24	Rough (rejeté ici).
	9' 0"	24/24	

L'épaisseur du dépôt était, comme au caisson, 20" = 0,508 en tête, et 15" = 0,406 en queue.

(1) En supposant qu'un round buddle reçoive dans un temps donné deux fois plus de matières qu'un caisson, le calcul indique 2' = 0,609 environ, pour le rayon d'un cercle, ayant même centre que le round buddle, et qui peut être regardé comme traversé par une quantité de matière égale à celle qui s'écoule en tête du caisson.

Le temps nécessaire au remplissage était :

A Tincroft. . . . 6 heures pour un cube de 12 mètres, sables assez fins.

A Wheal-Vor. . . 4 heures pour un cube de 14 mètres, sables gros.

On ne fait qu'une opération complète par journée de travail.

Le nombre des ouvriers dépend entièrement de la disposition de l'atelier, et des distances auxquelles on a à transporter les diverses parties du dépôt. Le transport de la tête riche au caisson n'est jamais bien long, et ne comprend que peu de matières. Quant au passage du middle au round buddle voisin, chargé de l'enrichir, on peut le faire très-économiquement au moyen de rigoles en planches, franchissant l'espace entre les deux appareils; on y charge les sables à mesure que l'on vide le round buddle ; un canal d'eau pure règne au-dessus de tout le système et fournit l'eau à la rigole. C'est ainsi qu'à Tincroft les trois round buddles sont reliés entre eux.

Les queues forment en général, à chaque opération plus de la moitié du dépôt; à Par, à Saint-Day, on peut les jeter directement dans les canaux qui les entraînent ; à Tincroft, où la pente de l'atelier ne permet pas de les traiter, on est obligé de rouler ces roughs à la brouette, et de les élever sur un plateau incliné jusqu'au remblai, où des wagons viennent les prendre et les mènent hors de l'atelier. Malgré ce surcroît de labeur considérable, les trois round buddles travaillant ensemble environ 30 mètres cubes de sable, soit 38 tonnes (la densité des sables secs et non tassés = 1,28), n'exigent que :

5 gamins. { 2 pelleteurs. / 3 rouleurs. . } payés par mois £ 1 = 25 fr. chacun.

Dépense au round buddle par tonne de sable.

La dépense minima pour une tonne de sable traitée au round-buddle, s'élève à $0^{f},11$.

Dans des conditions plus favorables qu'à Tincroft, ce chiffre peut être abaissé à $0^{f},07$ à $0^{f},09$.

La main-d'œuvre, pour le traitement d'une tonne de sable, coûte donc, au round buddle, moitié moins qu'au caisson.

Force motrice.

Il y a toutefois à ajouter pour le round buddle la dépense en force motrice. A Wheal-Vor, sur un point écarté de l'atelier, une roue hydraulique de $6' = 1,829$ de diamètre, $12'' = 0,305$ de largeur et $6'' = 0,152$ d'épaisseur, avec 30 augets et faisant 20 tours par minute, imprimait dans le même temps 6 révolutions à l'arbre d'un round buddle.

Le plus souvent, c'est à la machine du bocard que l'on emprunte le mouvement ; il est alors bien difficile d'évaluer le combustible consommé en plus, par suite du travail surimposé.

Effet utile.

Les analyses des sables de Par m'ont donné, comme indication sur l'effet classeur des round buddles, les nombres suivants :

Sables de la grosseur des sables de caisson.	R. Round Buddle traitant.....	les têtes des canaux du common Work A_1'.......... et les seconds canaux du Common Work A_2..........		Sables à 8 ou 10 0/0.
	1° Head. .	18,50 0/0 oxyde d'étain.	Sable de caisson.	
	2° Middle.	2,00 —	Sable de R. buddle R″.	
	3° Tail. . .	0,65 —	Roughs.	
Sables plus gros, mais très-mal classés de grosseur.	R′. Round buddle traitant. .	les seconds des canaux du common work A'_2....... et les troisièmes débourbés du common work A'_3.......		Sables de 0,80 à 2,00 0/0.
	1° Head. .	(On n'en faisait pas, le minerai traité étant très-pauvre.)		
	2° Middle.	2,80 0/0 oxyde d'étain.	Sable de R. buddle R″.	
	2° Tail. . .	0,30 —	Roughs.	
Sables fins, à peu près comme les Top. skim. C_1, mais moins bien classés.	R″. Round buddle traitant séparément les middles R_2 et R'_2. — Sables de 2,00 à 3,00 0/0.			
	1° Head. . .	11,50 0/0 oxyde d'étain.	Sable de caisson.	
	2° Tail. . . .	1,70 —	Roughs.	

L'examen des échantillons conduit à conclure : 1° qu'avec des sables assez réguliers de grain, on peut obtenir une tête riche; 2° qu'à teneur égale, les gros sables s'enrichissent mieux que les sables fins; 3° qu'un sable contenant du gros, mais très-mal classé, ne donne jamais qu'une tête pauvre, parce que les gangues fines y sont retenues.

§ V. CUVES (KIEVES).

La cuve est l'appareil débourbeur des matières enrichies; on l'emploie pour les sables des caissons et pour les slimes des frames. Il ne me reste à indiquer ici que les variations dans le travail, et l'effet utile.

Personnel et travail des cuves.

La quantité d'eau introduite, tout d'abord, est le tiers à la moitié de la cuve; deux ouvriers, jeunes garçons ou grandes filles, travaillent à la fois; l'un d'eux charge les matières à la pelle, l'autre détermine un violent mouvement de giration; le remplissage ne dure que 4 à 5 minutes pendant lesquelles le travail du second ouvrier est très-pénible. Le dépôt a lieu pendant le *packing*. Un gamin bat la cuve avec une masse, ou souvent avec un bâton, dont une des extrémités est placée dans une planche trouée, maintenue sous ses pieds.

Quand on a plusieurs cuves voisines, et une force motrice à peu de distance, on dispose, comme on l'a fait au *burning house* de Wheal Vor (Pl. II, *fig.* 23), des batteries mécaniques pour le packing.

Plus les matières traitées sont fines, plus la période de dépôt se prolonge; elle est de 15 à 20 minutes pour les têtes de caisson, et dépasse 30 minutes pour celles des frames.

L'eau éclaircie est puisée avec un petit seau à manche; le dépôt est enlevé par couche, et avec précaution à la pelle, et les produits sont transportés, par les ouvriers des kieves, aux divers lieux d'élaboration.

Divisions du dépôt.

En général, on fait trois divisions ; il peut y en avoir deux ou quatre ; leur importance relative dépend entièrement de la nature des matières traitées.

A Tincroft, par exemple, une cuve travaillant les têtes des caissons avait : diamètre supérieur, 40" = 1,016 ; hauteur 24" = 0,609 ; hauteur de l'eau initiale, 14" = 0,355 (soit moitié d'eau).

La capacité était de 400 litres ; on passait par opération 200 litres de sable et on y faisait :

DIVISIONS.	ÉPAISSEURS.	VOLUMES.	DESTINATIONS.
1° Top skimmings .	2" à peine.	28 litres.	Allant aux frames.
2° Bottom skimm. .	6"......	86 —	Allant au caissou.
3° Bottom......	6"......	86 —	Allant au grillage (fit for burning.)
Cuve D.	14"	200 litres.	

Dans 3 kieves, on travaillait par jour, en 8 opérations, environ 1.500 litres de sables, produits par les 3 caissons de common work ; soit, en prenant 1,63 pour densité moyenne (sables secs et non tassés), 2 ton. à 2 1/2 ton.

Le personnel était de :

3 filles payées chacune........ £ 1 = 25f,00 par mois.
1 gamin pour le packing........ 10 sh. = 12f,50 par mois ;
d'où résulte une dépense par jour de 2f,92.

Dépense à la kieve par tonne de sable.

Le traitement à la cuve d'une tonne de sable coûte donc de 1f,16 à 1f,46 soit en moyenne : 1f,30.

Effet utile.

Les sables de Par ont donné à l'analyse :

(1) C. Cuve traitant les têtes des caissons du best work de 40 à 45 0/0.		
1° Top skimmings.....	11,00 0/0	Oxyde d'étain.
2° Bot. skimm.......	20,00	—
3° Bottom...........	70,00	—
C'. Cuve traitant les têtes des caissons du common work.		
1° Top skimmings.....	7,00 0/0	Oxyde d'étain.
2° Bot. skimm.......	18,00	—
3° Bottom...........	59,00	—

(1) Voir pour la grosseur des grains des 3 divisions C_1 C_2 C_3, la fig. 5, Pl. V.

§ VI. Tyes et soupapes.

Tyes. La tye ordinaire est un long canal de 0m,60 à 0m,75 de largeur; d'après le mode d'arrivée de l'eau, la quantité admise, qui y est trois à quatre fois plus forte qu'au caisson, et la manière dont les sables y sont introduits, l'effet obtenu est tout autre qu'à ce dernier appareil. La tye est à la fois classeur et débourbeur; les matières les moins mobiles restent seules en tête du dépôt; les gros sables stériles et *tout* le fin sont entraînés. C'est assez dire qu'elle ne convient qu'aux matières pauvres, auxquelles on l'applique, en effet, avant ou après grillage, et lorsqu'on juge l'emploi successif du caisson et de la cuve trop dispendieux.

Les shacking tyes n'ont rien de particulier qui ait besoin d'être expliqué ici, et j'ai cru inutile de figurer ces divers appareils.

Soupapes. En 1855, je vis à Polgooth, à la suite des tyes principales, de petites soupapes de 3″ = 0,076 de diamètre, qui recevaient, de la machine des bocards, un mouvement vertical alternatif; elles ne paraissent pas avoir donné de bien bons résultats (1).

A Balleswidden, on se louait beaucoup d'une soupape mue de la même manière, mais de plus grand diamètre, et suffisante pour le débourbage de tous les roughs proprement dits; la dépense par mois, qui était

(1) Cependant, en 1858, l'atelier de Levant avait plusieurs soupapes analogues marchant bien; la caisse pyramidale a 3′ = 0,914 de profondeur; la section carrée a, au niveau supérieur, 3′ de côté; au fond, 8″ = 0,203; l'ouverture a 3″ = 0,076; un cylindre de 6″ = 0,152 de largeur et de 2″ 1/2 = 0,063 de diamètre, terminé par une tête à rebord, reçoit une levée de 1″ 1/2 = 0,036; le mouvement se répète 10 fois par minute; l'espace laissé libre à chaque coup est une surface annulaire de 1/2″ = 0,012 de largeur.

avant 7£ 10 sh. = 187f,50 dans cette partie de l'atelier, se trouvait réduite à 30 sh. = 37f,5.

Celle de Saint-Day est construite sur un meilleur principe; l'ouverture au fond de l'auge est alternativement ouverte et fermée par un disque annulaire, tournant à plat, et dans lequel on a enlevé un secteur de 120°; un arbre vertical, relié par des engrenages avec le bocard, donne un mouvement de rotation rapide; le dépôt du rough passe à chaque tour par l'ouverture; il n'y a pas d'oscillation dans la masse liquide, ni d'engouffrement des slimes avec les sables, comme dans le cas de la levée verticale.

A Polberro, une roue à augets, d'environ 4' = 1,219 de diamètre, et de 3' = 0,914 entre les couronnes, puise les roughs au fond de la box; les augets sont percés de chaque côté du fond de deux trous, par lesquels les eaux boueuses s'égouttent dans la box, tandis que les roughs sont rejetés au dehors; la majeure partie des slimes s'écoule d'elle-même par un déversoir superficiel sur le côté de la box. Roue à augets.

La roue est mise en mouvement par une petite roue hydraulique, montée sur le même arbre qu'elle.

Elle ne passe guère moins de 70 tonnes de matières par jour.

§ VII. Paddle trunks.

Le passage des slimes principales aux boxes et aux trunks a pour but de les désagglomérer et de les classer; les sables d'une certaine dimension restent seuls aux boxes, et il n'arrive aux trunks qu'un mélange de boues très-ténues, avec un peu de grains déjà très-fins. Les trunks ont chacun 12' = 3,656 de longueur, 2' = 0,609 de large, 1' = 0,305 de profondeur; la pente du fond est 1/48 = 209/10.000; l'eau nécessaire est de 3 à 4 litres par minute.

L'arrivée des matières par lavées successives est le seul moyen d'éviter une sorte de débâcle, qui ne manquerait pas de se produire sur une plus ou moins grande épaisseur à la surface du dépôt, si on ne lui laissait pas le temps de se consolider, et de perdre à mesure une partie de l'eau qu'il conserve d'abord.

Les résultats suivants des analyses montrent combien cette préparation des slimes, nécessaire pour avoir des matières de frames, laisse à désirer sous le rapport de la répartition de l'oxyde d'étain.

		Teneurs.	
Slime pits K.		2,00	(égale à la teneur moyenne de tout l'atelier).
Box α, roughs des slimes.		0,85	va à un shacking.
Paddle trunks L. . .	1°	1,73	va aux frames M.
	2°	1,30	va aux paddle trunks N.
Id. N. . .	1°	0,90	va aux frames O.
	2°		pas pris, n'est sans doute
pas au-dessous de. . .		0,70.	— Rejeté.

En conservant à ces nombres leur valeur relative à la prise d'essai, ils prouvent cependant que la plus grande partie de l'étain des slimes est dans la poudre impalpable, et qu'une fraction de cet étain surnage et n'est même pas retenu à la queue des trunks. Aussi est-ce avec raison que M. Henwood (ouvrage cité, page 157) regarde l'opération du trunking comme une des sources principales de la perte en étain. On ne saurait prétendre à diminuer cette perte, tant qu'on voudra traiter des matières à l'état de boue épaisse; on y arriverait sans doute en les diluant et les abandonnant à des précipitations successives dans des bassins convenablement disposés.

§ VIII. Frames ou racks.

Le travail des frames et leurs dispositions générales sont décrits page 120 ; il me reste à donner des détails sur la construction et la production des diverses espèces de frames aujourd'hui en usage.

Les *fig.* 24 à 27, Pl. II, représentent une handframe ; cet ancien type est encore employé sur presque tous les petits ateliers où l'on n'a qu'une ou deux frames isolées ; on s'en sert encore dans les grands dressings pour les lavages faciles ou peu soignés. Je l'ai reproduite surtout comme renseignement historique, indiquant le point de départ des frames. 1° Ancienne frame à main. (*Hand frame*).

Les machines frames de Wheal-Vor ont été construites depuis peu et dans d'assez bonnes conditions (Pl. III, *fig.* 1, 2 et 3). 2° Machines-frames de Wheal-Vor.

Une frame a 8'=2,438 de longueur, sur 6'=1,829 de largeur et 1" 1/2, par pied, d'inclinaison. On en compte 48 en quatre groupes, dont deux de 16, et deux de 8.

Un groupe de 16 frames (croquis d'ensemble, *fig.* 1, Pl. IV) est formé de deux lignes de 8, adossées l'une à l'autre ; l'ensemble a une pente générale ; en tête est une boîte, où les slimes sont mises en suspension dans l'eau, et d'où l'on retire des roughs ; le canal de distribution des matières règne en haut entre les deux lignes de frames ; à 8"=0,203 de distance, et parallèlement au précédent, est le canal d'eau claire. Une disposition de coulisses permet avec un seul coup de rable de fermer l'arrivée des boues, en ouvrant celle de l'eau, et inversement. Quand la table a été retournée et lavée à la corne, les rigoles inférieures emmènent les trois classes de produits ; celles en tête ont une largeur de 3' 8"=1,117, et aboutissent à trois petits pits ; les secondes conduisent les queues du dépôt à deux pits ;

ar les troisièmes, les boues du *travail vont à* inférieur.

o frames, self acting de Tincroft (*fig.* 4, 5, 6, *fig.* 2, Pl. IV) sont disposées sur deux rangées, passage au milieu, vers lequel les tables s'in-De part et d'autre du passage est une sorte de de, soutenue au droit de chaque frame par iers verticaux : l'ensemble sert de support aux parties du mécanisme régulateur du travail, cames, déclics, etc.

te, est la roue motrice, de 6′=1,829 de dia-8″=0,203 de largeur, et 5″=0,127 épaisseur ronne; elle a trente augets.

ieue, sont les pits pour les trois qualités pro-

aque côté règne une rigole de distribution (R) es, dont le fond est percé devant l'axe de cha-le; une tige conique, recevant son mouvement s opportun, ferme et ouvre alternativement ce par où les boues tombent dans un canal, qui les sur une tête triangulaire, à deux lignes de tas-n losanges. Cette tête a une pente de 1 de hau-3 de base.

ole a 10′=3,048 de longueur, sur 5′ 6″=1,676 ur, et 1″ 1/4, par pied, d'inclinaison.

la série des mouvements :

ole vient d'être vidée et remise en position; le rivée (*o*) est ouvert par l'effet d'un contre-poids, eres garnissent la table; l'eau boueuse coule en ans la boîte (*b*); le grand levier (*l*) est poussé ame (*c*); la table n'étant plus soutenue se ren-ar suite de la charge d'eau dans la boîte (*b*). rotation, elle soulève le loquet (*a*), et au moyen nsmission (*dd*), au moment où elle atteint la

position verticale, l'auge échappe à la retenue (*r*), et renverse son contenu en nappe régulière, qui entraîne la lavée. Pendant ce temps, la boîte du pied (*b*) s'est vidée; le contre-poids naturel, dû à l'obliquité de l'axe, aidé par la masse (*m*), suspendue près de la tête, tend à ramener la table dans la position de travail. Elle n'est retenue que par le loquet (*a*), et dès qu'une came (non figurée) presse sur *t*, la table s'échappe et vient reposer sur le levier (*l*). Pendant le lavage, le trou *o* a été fermé par la tige *s* et l'action d'une came (non figurée).

L'arbre moteur de chaque rangée fait un tour en trois minutes; une opération sur chaque frame dure le même temps; les cames sont calées sur l'arbre, de manière à répartir régulièrement le travail, et comme il y a 15 tables sur une même ligne, l'intervalle entre deux rotations n'est que de 12 secondes.

4° Frame Hancock de Polgooth et de Par.

En 1855, je vis à Polgooth un nouveau type de frame récemment imaginé par le captain Hancock, et donnant de bons résultats; j'ai retrouvé, en 1857, six de ces grandes frames au dressing de Par Consols. Elles sont destinées au travail des top skimmings et des têtes enrichies d'autres frames, avant et après calcination. Elles ne sont pas figurées ici, une courte description y suppléera.

La table n'a pas moins de 14' à 16' = 4m,247 à 4m,876 de longueur, sur 6' = 1,829 de largeur; on y fait soit deux, soit trois divisions, c'est-à-dire qu'on a au-dessous un nombre égal de boîtes; elle présente un abaissement brusque de 1" 1/4 = 0,04, suivant la ligne qui correspond à la tête de la seconde division. Les matières, à l'état de sable humide, telles qu'on les retire des cuves, sont jetées dans une auge en planches, d'une longueur égale à la largeur de la table et d'une capa-

cité d'environ 750 litres; le fond de l'auge est formé d'une grille composée de barres de fer, dirigées suivant l'axe de la table et espacées de 0,05. Au-dessous est un plancher qui se prolonge de 0,40 en avant de l'auge; les matières, déjà un peu divisées par leur passage à travers la grille, tombent sur ce plancher, et y sont délayées par une nappe d'eau qui les entraîne graduellement. A la suite et au-dessous du premier plancher, en règne un second qui le dépasse aussi d'environ 0,40; les boues le parcourent et arrivent à son extrémité sur le volet, et de là sur la table.

L'ouvrière travaille au rake sur ces deux planchers, pour achever de désagglomérer les sables fins et les bien répartir; la table étant chargée, la manœuvre d'une poignée, qui commande par des leviers une planchette de distribution, fait arriver l'eau pure sur le second plancher en même temps qu'elle la supprime sur le premier. La période de débourbage a lieu, puis l'ouvrière renverse la frame, qui porte sur le grand côté opposé, une rigole en planches, percée de trous au niveau de la table; dans la rotation un robinet est ouvert, par lequel l'eau d'un canal supérieur se répand rapidement dans la rigole, de là sur la frame, et fait descendre la lavée dans les coffres.

Le tourillon inférieur de ces frames est porté par un coussinet, mobile verticalement au moyen d'une tige avec pas de vis et écrou; on peut ainsi faire varier la pente; à Polgooth, elle était de 1'' par pied, à Par, de 1'' 1/2.

Examen critique de ces diverses dispositions.

La nécessité d'employer des tables dormantes pour le traitement des boues est évidente; il faut que l'on ait une surface parfaitement plane et unie, sur laquelle les particules puissent s'arrêter suivant leur mobilité, c'est-à-dire qu'on ne peut procéder que par lavées succes-

sives d'une très-faible épaisseur. Même dans ces conditions, l'entraînement si facile des grains très-fins, permet à bien des grains denses de traverser en peu de temps toute la table; en sorte qu'à moins d'avoir une table fort allongée, comme la *kehrherd* allemande (10 mètres environ), on ne peut faire qu'une série d'opérations très-courtes.

Sous tous les rapports, quantité de matière passée, classement, rendement en étain, une grande longueur de table est avantageuse; mais elle est malheureusement incompatible avec le principe du renversement de la frame; il est, en effet, difficile de donner à un cadre, porté seulement par deux tourillons, plus de 5 mètres de long, sans avoir à craindre un gauchissement, dont l'effet immédiat est de déterminer une distribution irrégulière de l'eau et des matières, et d'empêcher tout classement. Cependant, tout en conservant aux frames leur mouvement de rotation, si commode pour le déchargement, les captains sont arrivés à doubler leur longueur, et à les porter de 8' à 10', 14' et 16' (1). **Longueur.**

Quoique la production d'une frame soit évidemment proportionnelle à sa largeur, le même danger de gauchissement encore plus grand dans ce sens, n'a pas permis de l'accroître; elle est restée inférieure à 2 mètres (2). **Largeur.**

(1) Une disposition bien simple, essayée, je crois, en ce moment (1858), permettrait de construire des frames aussi longues qu'on le désirerait; au lieu de fixer les tourillons aux petits coins du cadre, on n'a qu'à les placer aux deux bouts d'une longrine de $0^m,20$ d'équarissage. Celle-ci forme la base de la table, et sur elle on cloue transversalement les planches. Le cadre n'est plus alors qu'un simple rebord.

(2) Un essai malheureux, fait il y a plusieurs années à l'atelier de Carvath United, prouve la réalité de ce danger.

Les slimes principales et celles des petits slime pits constituent la majeure partie des matières fines, et sont assez pauvres. C'est à leur traitement qu'on applique les frames mécaniques disposées par rangées, où l'arrivée des boues en suspension dans l'eau, et l'écoulement des produits, permettent de réaliser une grande économie dans la main-d'œuvre. L'introduction de matières liquides et bien désagglomérées rend en même temps le travail de l'appareil beaucoup plus parfait.

A Saint-Day, chaque atelier de 9 frames self acting est surveillé par un seul gamin; à Tincroft deux gamins suffiront pour les 30 frames.

Suppression du lavage à l'eau claire. Dans ce système de tables, on a supprimé à dessein le lavage à l'eau pure, qu'il eût été facile d'obtenir par une complication un peu plus grande du mécanisme; cette mesure, qui semble tout d'abord malheureuse, est cependant discutable.

Ainsi à Tincroft, où l'on n'a pas de paddle trunks, les slimes contiennent l'étain très-fin et les boues très-fines; on conçoit qu'un courant d'eau claire, même très-modéré, entraînerait cette partie de l'étain, qui restera au contraire sur la table, si on ne *lave* pas. Persuadé de ce fait, le captain de Tincroft a employé jusqu'ici des machines frames ordinaires sans lavage; le travail est un peu plus rapide; chaque opération dure quatre minutes au lieu de six, c'est-à-dire que l'on gagne environ un tiers du temps. Mais ce n'est que par un *tozing* à la cuve répété, que l'on peut suppléer au débourbage insuffisant. Or le tozing des matières fines est très-long; c'est une opération dispendieuse. L'expérience seule peut indiquer si l'étain *très*-fin que l'on peut y retenir, et l'économie de temps à la frame compensent avantageusement le surcroît de travail à la cuve.

A Saint-Day, l'emploi de paddle trunks diminue les chances d'utilité de la suppression de l'eau claire.

Le lavage sur la table même ne cesse d'être rationnel que si on a trop chargé l'appareil, en laissant les grains riches gagner jusqu'à la partie inférieure. L'eau affluente détermine le mouvement non-seulement des boues légères, mais aussi d'une grande partie des grains les plus fins d'étain, et ceux qui étaient arrivés près du pied de la table en sont entièrement chassés. J'ai insisté sur ce point, pour bien faire sentir l'utilité d'allonger les frames; une table longue qui n'aurait pas reçu plus de matière que dans le cas supposé ci-dessus, retiendrait cet étain fin; on en formerait une division qui pourrait être enrichie séparément.

A Balleswidden, on a garni la tête des frames sur une longueur de 4' = 1,219 de toiles assez grossières et bien tendues; cette disposition contribue efficacement à retenir l'étain fin. Garniture de toile.

Les top skimmings sont généralement déjà riches et bien classés; on les retire des cuves à l'état de sables humides, et presque partout on les traite aux hand frames. A Par Consols, on les passe aux frames Hancock, c'est-à-dire que là aussi, elles ne sont point mises en suspension dans l'eau et qu'on laisse à l'ouvrière le soin de les répartir; son temps est entièrement occupé, sans que la main-d'œuvre soit augmentée. Mais le travail est rendu imparfait par la nécessité d'écraser les agglomérations avec le rake, jusque sur la table elle-même; l'addition de l'auge à grille démontre du reste l'exactitude de cette assertion; mais ce n'est encore qu'un perfectionnement insuffisant; il serait à désirer qu'on adoptât, comme dans la kehrherd, une roue à palettes remuant, dans une auge, les matières en présence d'un excès d'eau. Mise en suspension préalable.

D'après les observations qui précèdent, on conçoit que, dès que le travail de l'ouvrier doit être remplacé par une disposition mécanique, on ne saurait apporter trop de soins dans la construction des appareils, et de rigueur dans la précision de leurs mouvements. Ce n'est qu'en arrivant très-près de l'identité dans les conditions du travail, que l'on peut espérer un bon résultat. Aussi je crois que malgré leur simplicité, on doit rejeter l'emploi des frames self acting, gouvernées seulement par le remplissage de la boîte inférieure.

Pente.

Les pentes données aux frames varient suivant les matières de 3″ à 3″/4 par pied; soit de $\frac{2500}{10000}$ à $\frac{625}{10000}$. On avait, par exemple :

ATELIERS.	TYPES DE FRAMES.	PENTES.	MATIÈRES traitées.
Wheal vor.	Machine Frames..	1″ 1/2 pr 1′ = $\frac{1250}{10000}$	Slimes des paddle trunks.
Tincroft...	Id. et Self Acting....	1″ 1/4 pr 1′ = $\frac{1041}{10000}$	Slimes des grands slime pits.
Par consols.	Frames Hancock..	1″ 1/2 pr 1′ = $\frac{1250}{10000}$	Slimes, Top Skimming.

Quantités d'eau et de matières.

Il est très-difficile d'évaluer les quantités d'eau consommée et de matières passées par minute à une frame.

D'après M. Henwood, les anciennes hand frames reçoivent par opération 2 à 3,5 litres de slimes sur le jagging board; l'eau arrive par un trou de 5″/8=0,016, sous une pression de 3″ = 0,076, c'est-à-dire qu'il en coule par minute environ 5,5 litres.

Voici comment fonctionnent, à Par, les 12 frames (O) qui traitent les slimes du deuxième rang de paddle trunks. Elles sont conduites par 3 ouvrières; chacune d'elles dirigeant 4 frames. Chaque frame est retournée toutes les six minutes, c'est-à-dire que la femme consacre au lavage à l'eau claire, à l'égalisation, au renversement et au nettoyage 1 1/2 minute, et que les matières ar-

rivent sur la table pendant 4 1/2. On passe par opération environ 9 litres de slimes, supposées sèches et non tassées, étendues de 2 fois 1/2 leur volume d'eau. En un jour de travail, on traite à peu près 1 tonne de slimes par frame; la consommation d'eau totale correspondante atteint presque 3 mètres cubes.

Les hand frames et les frames Hancock exigent une ouvrière par appareil; avec les machine frames, suivant que les slimes sont grenues, c'est-à-dire passent rapidement, ou très-fines, c'est-à-dire sont reçues lentement, on confie à chaque ouvrière 1, 2, 4 et jusqu'à 6 tables. Les femmes ou grandes filles employées aux frames, lorsqu'elles sont payées au mois, ne gagnent pas moins de £ 1 = 25 fr. Personnel.

Sur quelques ateliers, les slimes pauvres (principales et des petits pits), dont la teneur est assez régulière, sont données en tâche (*tribute*). Le captain sait ce qu'un travail bien conduit peut produire de matières amenées à une teneur connue approximativement; d'après cela, et la disposition plus ou moins favorable de la frame, il fixe le tribut accordé à l'ouvrière de manière que son salaire puisse atteindre, si elle le veut, au moins 30 fr. au bout du mois. Le tribut est la somme payée pour un poids fixe (1) de black tin constaté par l'essai à la pelle, dans le lot de slimes produites.

C'est ainsi qu'on procède à Par Consols; le tableau ci-joint permet de se rendre compte des variations qui résultent : 1° de la nature des matières; 2° de la construction de la frame. Quant à l'habileté de l'ouvrière, si on regarde les tributes comme équitablement réglés, elle ressort de la comparaison du gain avec la moyenne de 32f,30.

(1) Le poids fixe est le quintal 1cwt = 50k,8; dans le tableau j'ai tout rapporté aux mesures métriques.

Tableau du travail de 23 frames conduites par 11 ouvrières, à Par Consols, pendant le mois d'août 1857.
(Travail en tâche : *Tribute.*)

Désignation d'après le plan.	Nombre de frames : total.	Nombre de frames : conduites par une ouvrière.	Nombre d'ouvrières.	Poids des boues produites.	Teneur à l'essai (vanning) p. 100.	Poids de black tin contenu.	Tribut par 100 kil. black tin.	Gain du mois.	Observations.
				kil.		kil.	fr.	fr.	
O.	12	4	3	11.000	4,565	502	16,62	83,40	Machines frames; traitent les têtes des seconds paddle trunks N_1.
T.	4	1	4	2.250	9,549	214	14,53	31,10	Traitent les slimes des slimes pits S (atelier des Tributors).
				2.000	12,999	260	14,53	37,78	Machines frames de 12' sur 5'; nettoyage mécanique (self washing).
				1.350	12,200	164	17,53	28,75	Machine frame de 10' sur 5'; nettoyage à la main.
				900	11,750	106	31,13	33,00	Vieille hand frame.
M.	4	2	2	24.000	4,340	1.041	4,16	43,40	Machines frames; traitent les têtes des premiers paddle trunks L_1. 2 traitent les têtes du canal où est jeté L_1.
				16.000	3,630	581	4,55	26,45	2 traitent les queues *id.* *id.*
I.	3	1	1	8.150	6,386	520	6,25	32,50	Machines frames; traitent les slimes des petits pits G. Traite le milieu G_2.
		2	1	8.100	4,565	370	9,95	36,85	Traitent la queue G_3.
Totaux. . .	23	. . . . .	11	83.750	. . . . .	3.758	. . . .	357,23	Gain moyen d'une ouvrière. . . . . $32^{f},30$

Quant à l'effet classeur des frames, voici ce que m'ont donné des analyses faites sur des échantillons de Par. Effet utile.

FRAMES.	TENEUR DES DIVISIONS.		OBSERVATIONS.
M.	1°.	4,40	Travaillent les têtes, à environ 2 p. 100, du canal où l'on jette L_1.
	2°.	1,40	
I.	1°.	6,70	Travaillant les milieux G_2 des petits slime pits, à 0,90, à 1,00 p. 100.
	2°.	0,75	
β.	1°.	48,00	Frames Hancock.
	2°.	5,00	

Si on compare le travail de M et I, on appréciera combien il est plus facile d'enrichir des matières un peu grosses. La teneur déjà élevée (5 p. 100) de β_2 montre que malgré la longueur de la frame, la queue, renvoyée à l'atelier des tributors, contient encore une forte proportion d'étain.

Dès 1856, le captain Hancock a établi à Polgooth, une nouvelle frame, que j'y ai vu fonctionner en septembre 1857. Il s'est proposé de parer aux difficultés et inconvénients principaux signalés ci-dessus; la seule objection à faire à son appareil, est son prix assez élevé et la nécessité de le maintenir en parfait état; l'expérience seule peut y répondre; cependant depuis un an qu'il est installé en plein air, il est resté bien conservé (*fig.* 7 et 8, Pl. III). Grande frame nouvelle du captain Hancock

La table a 40' = 12^m,191 de long, sur 18' = 5^m,486 de large, la pente est de 4'; soit 1000/10000; elle se compose de 4 parties mobiles (9.10) autour d'axes transversaux, et reliées par des leviers A à deux lignes de tiges, dont les extrémités peuvent être sollicitées par les contre-poids (11) en queue et (13) en tête.

Les slimes des paddle trunks arrivent par un canal, que l'ouvrière ferme et ouvre avec la poignée C; se répandent sur la table par les deux têtes à tasseaux (6,6).

L'eau boueuse se déverse à l'extrémité dans la rigole contre-poids (11). Pendant la période de chargement, un chariot (23), mobile sur 4 rails (24), reçoit un mouvement alternatif d'une tige (29), mue par une roue hydraulique (non figurée).

Ce chariot porte 4 lignes de balais de genet (25) qui remontent légèrement les matières, pendant la marche ascensionnelle; le chariot étant arrivé au haut de sa course, le levier (26) butte contre un arrêt; les balais sont relevés et maintenus dans cette position par un déclic (27), jusqu'à ce qu'au point le plus bas du parcours, le butoir (28), pressant sur la queue du déclic (27), permette aux balais de reprendre leur position normale à la table. La course du chariot est de 7' = 2,133; il donne deux coups par minute.

Au bout de 12 minutes, la table est chargée; l'ouvrière arrête l'arrivée des boues, et, par la poignée E, donne accès à une nappe d'eau pure, qui s'échappe de la rigole (22), et se répand sur la table en passant par dessous les têtes triangulaires.

Le lavage terminé, on retient le chariot au sommet de sa course par un crochet (34), mû au moyen de la poignée B; en renversant le levier D, l'ouvrière aidée par les contre-poids hydrauliques (11 et 13), détermine la rotation des quatre parties de la table. Ce même mouvement, par l'intermédiaire de la tige (15), ouvre les soupapes (16.16). L'eau pure se répand du canal (14) dans les quatre rigoles (18.18), et tombe en nappes minces sur les diverses parties de la table, dont les charges descendent dans les canaux (19), qui les mènent aux bassins de dépôt sur le côté de la frame.

Une opération complète dure 15 minutes; on admet par minute 50 litres d'eau. La surface de la table étant 560 pieds carrés, c'est-à-dire environ dix fois plus

grande que celle d'une frame ordinaire, on voit que la proportion d'eau est à peu près la même, comme on pouvait s'y attendre. La période du chargement est trois fois plus longue, celle du nettoyage ne dure pas plus. De ces divers éléments on arrive à conclure que dans un temps donné, cette grande table passera autant de slimes que 12 bonnes machine frames ordinaires. Des expériences comparatives, faites sur une grande échelle à Polgooth, il résulte en effet que l'on peut compter sur une économie de 30 p. 100 dans la main d'œuvre; c'est-à-dire qu'une seule ouvrière, suffisante ici, remplace 3 femmes chargées chacune de 4 machine frames.

On a trouvé en outre dans les produits définitifs de la grande frame 5,0 p. 100 d'étain, en plus que dans ceux des frames ordinaires traitant les mêmes slimes.

§ IX. Grillage (burning, calcining).

Le grillage du minerai d'étain doit être très-complet, en même temps qu'il ne doit pas produire l'agglomération des matières; c'est ce qui le caractérise, et le rend d'une difficulté exceptionnelle.

Au point de vue pratique, on le conduit dans les mêmes conditions que celui du sulfure d'antimoine, c'est-à-dire lentement et à basse température.

Les minerais qui ne contiennent que de la pyrite de fer sont les plus faciles à griller; la pyrite de cuivre est moins aisément décomposée; le mispickel contenant de l'arsenic, exige un soin plus grand encore.

Les fours à réverbère, ou à sole tournante, qu'on emploie dans le Cornwall ont des grilles étroites et peu profondes; la température n'y dépasse guère le rouge sombre, si ce n'est tout à fait à la fin de l'opération. Au commencement le foyer étant chargé, on ferme la porte et l'air ne s'introduit que par les interstices; on

a une première période de distillation du soufre et du sulfure d'arsenic; puis la température s'élève, et, l'oxydation se prononçant, on obtient de l'acide sulfureux et de l'acide arsénieux; l'accès de l'air doit toujours être très-faible, parce que la combustion des pyrites, si elle pouvait être rapide, déterminerait un accroissement de température, sous l'influence duquel les sulfures non encore décomposés fondraient, et la gangue quartz et chlorite commencerait à réagir sur les oxydes. A ce moment le rablage est particulièrement nécessaire. Il est important de prolonger la période de dégagement de l'acide arsénieux, et d'éviter la formation d'arséniates de fer. Vers la fin il y a production de sulfates de fer et de cuivre, puis décomposition du premier.

L'oxyde d'étain n'échappe point entièrement à la réaction sulfurante du commencement; les gaz étant légèrement réducteurs, et le soufre se dégageant en abondance, il se produit une petite quantité de sulfure d'étain, plus tard grillé, au moins partiellement, et transformé en sulfate et sous-sulfate.

J'ai constaté le fait de l'attaque partielle de l'oxyde d'étain, sur un échantillon de minerai grillé sortant du four de Par; les tin witts avant grillage tenaient environ 30 p. 100 de pyrite de fer; après grillage, la matière reprise par l'acide hydrochlorique a donné dans la partie soluble 0,70 p. 100 d'oxyde étain; reprise simplement par l'eau, elle a laissé dissoudre une quantité sensible d'oxyde d'étain. On peut affirmer que toute la partie attaquée est perdue par la suite des opérations; qu'elle soit dissoute à la faveur de l'acide sulfurique, lors de la digestion des matières dans l'eau, ou entraînée mécaniquement dans le lavage, c'est là une cause de perte qui, quoique faible pour une opération métallurgique, n'est pas négligeable et peut, sans doute, pour

des minerais très-impurs, dépasser 1,5 p. 100 de l'étain contenu dans les tin witts. Une seconde cause de perte est l'entraînement de particules tenues par le courant gazeux, quelque faible qu'il soit, jusque dans les canaux de condensation des fumées, où l'étain reste mêlé avec l'arsenic.

Les fours de grillage sont installés dans le *Burning house* auquel sont attenants les hangars, où l'on achève la préparation du minerai grillé; cette proximité est d'autant plus convenable, qu'une grande partie des produits d'un premier lavage, repasse souvent à un second grillage. Tous les carneaux des fours se rendent dans une conduite en maçonnerie, qui aboutit à une grande cheminée. Quand le mispickel abonde, on donne à la conduite une longueur de plusieurs centaines de mètres; sa section intérieure a, près des fours, 2 mètres de hauteur, sur 2^{m},50 de largeur; une série de cloisons, partant alternativement de chaque paroi verticale, la subdivise en chambres; le parcours des gaz rendu sinueux, est allongé par cette disposition, qui facilite la condensation de l'acide arsénieux. On le retire des chambres tous les mois ou tous les deux mois, en débouchant des ouvertures ménagées d'un côté de la conduite, et ordinairement fermées par une maçonnerie mobile.

Les fours de grillage, aujourd'hui encore le plus employés, sont de simples fours à réverbère (*ovens*) à sole elliptique, et de dimensions variables. Fours de Par Consols.

A Par, la sole a 7' = 2^{m},133 de longueur, sa largeur est de 4' = 1,219 vers le pont, 5' = 1,524 au milieu et 18" = 0,457 vers l'extrémité, où se trouve la porte de travail.

La grille a 10" = 0,254 de largeur; elle est à 11" = 0,279 en contrebas du pont. La hauteur de la

voûte est de 8″=0,203 au-dessus du pont; 16″=0,406 au-dessus du milieu de la sole; vers les parois 10″=0,254, par suite du surbaissement de la voûte. Les gaz traversent le four dans toute sa longueur, et s'échappent par un carneau près de la porte de travail.

Pendant l'opération, la charge suivante est mise à dessécher dans un espace circulaire à fond plat, ménagé dans la maçonnerie par dessus la voûte: au centre est une trémie de chargement ordinairement fermée par un tampon, avec poignée. Le minerai grillé est amené au moyen du rable à une ouverture rectangulaire faite à l'extrémité de la sole, et tombe dans un canal inférieur débouchant sur le sol de l'atelier du même côté que le foyer.

Le fourneau étant vide, et à la température du rouge sombre, on procède au chargement. Un gamin verse le minerai sec (1) dans la trémie, tandis que l'ouvrier grilleur l'étend sur la moitié de la sole la plus voisine du pont. Le travail consiste en rablages, répétés suivant la nature du minerai, toutes les 20 ou 30 minutes; chaque fois, les matières sont réparties de façon à former 3 monticules en travers du four, exposant un flanc à l'action directe des gaz. Sur quelques ateliers on leur donne alternativement cette disposition et celle d'un tas allongé suivant l'axe de la sole. Quand on commence à apercevoir quelques points brillants, et quand les fumées blanches ne se dégagent plus, l'élaboration est terminée.

Le minerai de Par Consols, contient une assez forte

---

(1) Si le minerai n'avait pas été préalablement desséché, on devrait le laisser en tas sur la sole pendant une heure; pour éviter que le dégagement rapide de la vapeur d'eau n'entraîne de l'étain fin.

proportion de pyrite de fer, une quantité de pyrite de cuivre toujours sensible, et parfois notable, suivant la provenance des matières; mais seulement des traces de mispickel.

Il n'y a guère que les bottoms des cuves du Best-Work et une partie de ceux du Common-Work, pour lesquels un seul grillage soit suffisant; les autres sables et boues riches grillés une première fois sont lavés, et les produits de ce lavage repassent au fourneau.

La charge est dans tous les cas de 1/2 tonne; l'opération dure 12 heures pour un premier grillage, et on consomme 130 kilogrammes de houille; pour un second grillage 8 à 10 heures, et 90 à 110 kilogrammes de houille.

Le *Burning house* comprend trois fours semblables, conduits par deux ouvriers seulement, un de jour et un de nuit; l'aide pour le chargement est emprunté aux ouvriers laveurs de l'atelier; dans un mois, on peut admettre qu'il entre 50 tonnes de produits riches à griller, et que l'on passe effectivement 85 tonnes aux fourneaux; on brûle pendant le même temps 21 tonnes de houille. En laissant de côté les dépenses accessoires, on a pour frais spéciaux :

	fr.
2 ouvriers à 68f,75	137,50
21 tonnes de houille à 16f,25	341,25
Frais spéciaux de grillage pour un mois.	478,75

Ce qui, rapporté à la tonne de minerai de bocard et à celle de black tin, en divisant par 1443 et 27,174, donne :

Par tonne de minerai :		Par tonne black tin :	
Main-d'œuvre, $0^j,042$ à $2^f,292$. . .	$0^f,095$	$2^j,20$.	$6^f,06$
Houille, $0^t,014^h$ à $16^f,25$.	0 ,237	$0^t,765^h$.	11 ,56
Frais spéciaux de grillage. . .	0 ,332	. . . .	17 ,62

Quant à la nature des matières, voici le résultat de l'analyse de quelques échantillons :

MATIÈRES A GRILLER.	PYRITE.	GANGUE.	ÉTAIN.	TOTAUX.
1re qualité. Bottom des cuves du Best-Work C_3.	20,00	10,00	70,00	100,00
2e qualité. Bottom des cuve du Common-Work C'_3.	25,66	15,00	59,00	99,66
3e qualité. Bottom des cuves travaillant les têtes des caissons où passent les bottom skimmings.	33,00	10,00	56,00	99,00
4e qualité. Auge des schacking tyes $B4_1$. . .	36,00	10,00	53,50	99,50
5e qualité. Tête des frames β_1.	29,00	35,00	35,00	99,00

Minerai grillé une fois, sortant du four et déjà un peu humecté, correspondant à la première qualité :

Oxyde d'étain.	64,90
Peroxyde de fer.	16,00
Oxyde de cuivre.	0,30
Gangue.	10,00
Acide sulfurique.	0,76
Eau.	8,00
	99,96

On voit que la proportion moyenne de pyrite, à Par, est de 30 p. 100 ; que pour décomposer cette pyrite, la houille brûlée n'est pas moins de 42 p. 100 du poids du minerai, et de 140 p. 100 du poids des pyrites.

Le soufre chassé, c'est-à-dire la perte en poids, est de 16 à 17 p. 100 au four de grillage.

Dans les mines où le minerai est très-pyriteux, la teneur en étain des matières à griller est parfois très-peu élevée.

Dans le tableau suivant j'ai réuni les données principales relatives à quelques ateliers importants, qui permettront d'apprécier les variations que l'opération présente.

ATELIERS.	DIMENSIONS de la sole. Longueur	Largeur.	Charge.	Combustible par opération.	Rapport du combust. à 100 de min.	DURÉE du grillage.	Frais par tonne de black tin.	Observations.
Par.......	mèt. 7′ = 2,13	mèt. 5′ = 1,52	kil. 500	kil. 180 90 à 110	26 18 à 22	heures. 12 1er grillage. 8 à 10 2e grillage.	fr. 17,62	(a)
Poigooth....	*Id.*	*Id.*	300	75	25	12 à 14	17,00	(b)
Saint-Day...	»	»	250 300 350	75	25	6	25,00	(c)
Balleswidden	12′ = 3,65	6′ = 1,83	1,000	75	7,5	10	5,00	(d)

(a) Pyrite de fer et un peu de cuivre; 3 fours, généralement 2 grillages.
(b) Mineral analogue au précédent; 6 fours, généralement un seul grillage.
(c) Beaucoup de mispickel; généralement 2 grillages.
(d) Presque pur; un seul grillage.

Fours tournants de Wheal-Vor et de Tincroft.

Les fours à sole tournante (*rotary calciners*) et à action continue peuvent rendre de bons services sur un grand atelier; leur installation est plus dispendieuse, et ils exigent une force motrice.

Les *fig.* 9, 10, 11 et 12, Pl. III, représentent un des deux fours de Wheal-Vor en 1855 (1).

La sole a 12′ = 3m,65 de diamètre; elle est formée d'une roue en fonte, dont les jantes se relèvent suivant les génératrices d'un cône de 9″ = 0,228 de hauteur (pente de $\frac{1}{16} = \frac{625}{10\,000}$); celles-ci portent quatre anneaux équidistants, en fer.

(1) Leur nombre a été depuis porté à trois.

Sur cette charpente métallique, on a posé successivement des ardoises, une couche d'argile et des briques à plat.

Le foyer a 15"=0,381 de largeur, et 6'=1,829 de longueur. La grille est à 11"=0,279 en contre-bas du pont.

La voûte est une calotte sphérique, d'une brique d'épaisseur, distante de 10"=0,254, tant du pont que du centre de la sole.

Le minerai séché au-dessus de la voûte, et chargé par une trémie, descend sur la sole progressivement sous l'action d'un rateau fixe, dont les dents sont obliques par rapport à la génératrice du cône, et finit par sortir du côté opposé à la grille.

L'orifice de sortie est mis, au moyen d'un volet, alternativement en communication avec deux chambres, dont l'une reçoit les matières, tandis qu'on retire de l'autre le minerai refroidi.

Le rateau est en fonte; les dents sont des prismes de 8"=0,203 de longueur, assemblés en queue d'hironde avec clavette, au support commun. Quand l'action des sulfures les a rongées, on peut réparer l'appareil en descellant une maçonnerie mobile, qui le maintient par son extrémité du côté des chambres.

Le mouvement de rotation est donné à la sole par une roue hydraulique appliquée à l'extérieur de la construction; son diamètre est de 6'=1,829, sa largeur de 8"=0,203; elle faisait, lors de l'observation, 10 tours par minute, tandis que la sole accomplissait une révolution seulement en 40 minutes; la vitesse de rotation est donc réduite par les engrenages dans le rapport de 1 : 400.

Le calciner de Tincroft présente quelques dispositions différentes. Il a deux foyers, situés dans un *même*

axe, s'ouvrant de part et d'autre du massif, et séparés aux extrémités par 1'=0,305 de maçonnerie; chacun d'eux a pour largeur 20"=0,457, et pour longueur 2'6"=0,736; trois rateaux, espacés à 120°, et supportés par des tiges en fer, qui traversent la voûte et se relient à la partie supérieure du bâtiment; enfin une seule chambre où les matières tombent directement du four dans l'eau.

Le minerai de Tincroft est d'un grillage très-difficile, car il contient beaucoup de mispickel, sensiblement de pyrite de cuivre et une forte proportion de pyrite de fer; la majeure partie doit être grillée deux fois. Outre le calciner employé pour les tin witts du crop, on a, à Tincroft, 4 ovens pour les produits des slimes.

La charge de la sole est de 1 tonne.

Dans le cas d'un premier grillage et d'un minerai très-impur, on passe 2 tonnes par 24 heures; les matières restent donc pendant 12 heures dans le fourneau. Pour un second grillage, on peut atteindre 3 tonnes en 24 heures; c'est-à-dire que 8 heures de feu sont suffisantes. On charge chaque heure ou chaque heure et demie 100 à 150 kilogrammes environ.

Les vitesses de rotation extrêmes, données à la sole, sont une et trois révolutions par heure.

Pendant un mois, on brûle à Tincroft 20 tonnes de houille, soit $1^t,428$ par tonne de black tin; cette consommation est presque double de celle de Par Consols.

Un seul ouvrier par poste conduit le calciner; il a à charger le minerai et le foyer, à régler l'arrivée de l'eau sur la roue motrice, et à graisser les engrenages; son temps est loin d'être occupé, et il suffirait parfaitement à gouverner deux fours comme à Wheal-Vor, ou même trois : ici l'ouvrier travaille en même temps aux

fours à réverbère, qui, du reste, ne sont pas tous les quatre en activité constante.

Je n'ai pas les éléments nécessaires pour établir une comparaison rigoureuse entre le travail des réverbères et celui des fours tournants; on ne les obtiendrait qu'en traitant parallèlement dans les deux appareils un même minerai. Toutefois il n'est pas sans intérêt de rapprocher les données qui précèdent.

Comparaison des deux types de fourneaux.

Au point de vue technique, la rotation de la sole est une excellente solution des difficultés spéciales du grillage de l'étain. Le minerai arrivant au centre ne subit d'abord qu'un échauffement modéré; la température se trouve ensuite progressivement élevée, à mesure qu'il gagne la circonférence et se rapproche du foyer. Le mouvement circulaire le soumet alternativement à des coups de feu, de plus en plus intenses, quand il le ramène vers la grille, et à des périodes de refroidissement relatifs quand il l'en éloigne; circonstances très-propres à éviter l'agglomération. Le rablage par les dents du rateau est extrêmement régulier, et les matières, labourées par suite de l'obliquité de celles-ci, subissent un retournement complet; sa lenteur évite aux parties ténues l'entraînement par le courant gazeux.

Sous le rapport du travail de l'ouvrier, l'opération cesse d'être insalubre. Quant à la main-d'œuvre, il peut y avoir économie notable dans le cas d'un grand dressing employant plusieurs calciners; en effet, nous voyons que les trois réverbères de Par ne passent guère plus que le seul four de Tincroft, c'est-à-dire 3 tonnes environ par vingt-quatre heures. Or si l'on admet (ce qui paraît évident) que le combustible n'est pas moins bien utilisé au calciner qu'au réverbère, le grillage de Tincroft, consommant le double de houille, exigerait six fours à réverbère en activité, c'est-à-dire un personnel

double. Dans l'état actuel, l'emploi du four tournant réalise donc à Tincroft une économie de moitié sur la main-d'œuvre, et cette économie pourrait être des trois quarts s'il y avait lieu comme à Wheal-Vor d'avoir deux fours voisins (1).

Rapportés à la tonne de black tin, les frais spéciaux de grillage à Tincroft sont :

	fr.
Main-d'œuvre, 4j,28 à 2f,292.	9,82
Houille, 1t,428 à 16f,90.	24,13
Frais spéciaux.	33,95

Je pense que ce chiffre peut être regardé presque comme un maximum pour le Cornwall; la dépense pour les principaux ateliers, à minerais moyennement pyriteux, pourrait être évaluée, y compris l'usure des outils et l'entretien des fours, à environ 25 francs par tonne de black tin (2).

---

(1) A Carnbrea (1858), on a 2 calciners et 6 ovens conduits par 4 ouvriers : 2 de jour et 2 de nuit; chaque homme mène à la fois 1 calciner et 3 ovens.

Les calciners ne grillent que l'étain du crop; l'un sert au premier grillage; il passe 4 tonnes en 24 heures; la matière y reste 6 heures; la sole se meut à raison de 1 tour en 35 minutes. L'autre calciner, destiné au second grillage, passe 2t,800 en 24 heures; il fait 1 tour en 1h 10m.

Dans chacun d'eux le rateau à 10 dents.

L'étain des slimes va aux ovens; on y charge 400 kil. ; l'opération dure parfois jusqu'à 18 heures.

Pour une production mensuelle d'environ 40 tonnes de black tin, on reçoit à la maison de calcination 160 tonnes de matières, à une teneur moyenne de 25 p. 100; on passe effectivement 250 tonnes aux fourneaux, et on brûle 60 tonnes de houille; soit par tonne black tin :

	fr.
Main-d'œuvre, 3 jours à 2f,292.	6,875
Houille, 1t,5 à 19f,40.	29,100
	35,975

On produit 17 d'arsenic par mois.

(2) A Altenberg, en Saxe, les consommations sont beaucoup

Aux frais de grillage, il y aurait à joindre la valeur de l'étain perdu : en supposant seulement 1 p. 100 de perte sur le minerai préparé, la dépense se trouve doublée, c'est-à-dire portée à 50 francs.

Sur les mines où le grillage est le plus difficile, par suite de l'abondance du mispickel, on obtient souvent une large compensation par la vente de l'acide arsénieux brut recueilli dans les canaux. Ainsi, à Tincroft, pendant l'année 1856, on a préparé 150t,7 d'étain et produit 81 tonnes d'arsenic vendues 4.455f,50 ; cette somme, rapportée à la tonne de black tin, donne 29 francs à déduire des frais de grillage, qui se trouve ainsi abaissés à 5 francs environ.

Enfin le cément de cuivre retiré des cuves de précipitation est une autre source de profit, très-variable du reste.

§ X. Travail d'ensemble sur l'atelier.

Personnel. — Consommation d'eau. — Prix des appareils.

Après avoir étudié successivement les divers appareils de lavage, on est conduit à se rendre compte de la manière dont ils concourent au travail d'ensemble.

Mouvement du crop du Common Work à Tincroft.

J'examinerai d'abord le mouvement des matières sur la partie de l'atelier de Tincroft, qui traite le crop du Common Work. En se reportant au tableau n° 6, page 140, et aux indications sur les longueurs des divisions faites aux canaux, caissons et round buddles, on peut, d'une

---

plus fortes; on y arrive à un chiffre de 56f,54 par tonne de minerai grillé, savoir :

Main-d'œuvre.	5j,00 à 0f,90........	4f,50
Bois........	4t,17 à 12f,00........	50f,04
Divers.	....	2f,00
		56f,54

On emploie le four à réverbère.

part, calculer le cube de chacune de ces divisions, de l'autre voir combien de mètres cubes chaque appareil a à traiter par jour, quand on suit la formule du tableau. Voici les résultats de ces calculs.

En supposant un travail très-actif, les 28 flèches du Common Work remplissent en vingt-quatre heures les 14 canaux; on a :

14 Canaux A	1°	$1^{mc},30$
	2°	$3^{mc},80$
	3°	$9^{mc},90$
Cube total.		$15^{mc},00$
Caisson C.	1°	$0^{mc},47$
	2°	$0^{mc},38$
	3°	$0^{mc},37$
	4°	$0^{mc},66$
Cube total		$1^{mc},88$
Caisson C_2.	1°	$0^{mc},30$
	2°	$1^{mc},00$
	3°	$0^{mc},70$
Cube total.		$2^{mc},00$

Round buddle B. .	1°	$3^{mc},50$
	2°	$1^{mc},50$
	3°	$7^{mc},00$
Cube total.		$12^{mc},00$
Round buddle B'. .	1°	$3^{mc},65$
	2°	$8^{mc},35$
Cube total.		$12^{mc},00$
Caisson E.	pour mémoire.	
Cuves D..	pour mémoire.	

APPAREILS.	Mètres cubes passés par jour.	PERSONNEL.	GAIN par jour.	Main-d'œuvre par mètre cube.	Rapport à 100 reçus dans les canaux.
14 Canaux AA.	15	3 gamins.	$2^f,50$	$0^f,166$	100
2 R. buddle BB'. . . .	20	4 gamins	$3^f,33$	0,166	133
2 Caissons CC². . . .	6	4 filles et gamins.	$2^f,50$	$0^f,416$	60
1 Caissons E..	3	2 filles et gamins.	$1^f,25$		
3 Cuves C.	1,5	3 filles 1 gamin..	$2^f,92$	$1^f,946$	10
Totaux.	45,5	17 ouvriers.	$12^f,50$		

On voit que les matières en mouvement sur le crop, pendant une journée, sont en quantité *triple* de celles qui y arrivent dans le même temps.

On produit par journée de travail :

	litres.
Tin witts, à 50 p. 100.	400
Top skimmings, de 7 à 10 p. 100.	200
Crazes du caisson C_3.	500
	1.100

Soit 7,33 p. 100 en volume.

Roughs rejetés et boue entraînée aux pits.	13.900
Total.	15 m. c.

En admettant que cette de partie l'atelier reçoive par mois 600 tonnes de sable, et que l'on en retire 9 tonnes black tin, on aura :

	FRAIS DE MAIN-D'OEUVRE.		
	Par Mois.	Par tonne mineral.	Par tonne black tin.
Canaux.	$75^f,00$	$0^f,125$	$8^f,333$
Round buddles.	$100^f,00$	$0^f,166$	$11^f,111$
Caissons.	$112^f.50$	$0^f,187$	$12^f,500$
Cuves.	$87^f,25$	$0^f,145$	$9^f,694$
Totaux.	$374^f,75$	$0^f,624$	$41^f,639$

Roulement des quatre grands caissons de Wheal-Vor.

En faisant des calculs analogues pour le roulement des 4 grands caissons de Wheal Vor, on trouve que les 4 parties *a*, *a'*, *b* et *b'* des canaux cubent 9 mètres, représentant d'après la formule, page 136, 20 mètres cubes en mouvement, et sont traitées pour 5 francs environ. Rapportée à 15 mètres cubes de sables (comme à Tincroft), la dépense monte à $8^f,33$ au lieu de $3^f,33$, prix du traitement aux round buddles; le sable obtenu des grands caissons est plus enrichi que celui des round buddles; cependant le travail aux tin cases coûte autant qu'aux petits caissons de Tincroft.

L'accroissement de frais par jour serait donc de $5^f,0$, c'est-à-dire porterait la somme de $12^f,50$ à $17^f,50$.

Économie due aux round buddles.

La main-d'œuvre du crop serait donc augmentée à Tincroft de 40 p. 100 en sus, si on y remplaçait les

round buddles par de grands caissons ; le changement inverse à Wheal Vor la réduirait des 28,6 p. 100.

Si on ne considère que la partie du travail par laquelle on amène les sables des canaux à être bons pour la cuve, et que l'on envisage les caissons finisseurs associés, d'une part aux grands caissons, d'autre part aux round buddles, on voit que l'*introduction des round buddles a diminué les frais de plus de moitié* (ici 2 1/2 fois).

Voici maintenant le résumé, fait au même point de vue, de l'ensemble du travail sur l'atelier de Par Consols; les nombres suivants, très-susceptibles de variations, n'ont point une valeur absolue et ne doivent être pris que comme indication moyenne. J'ai réuni l'atelier principal et celui des tributors. **Résumé pour tout l'atelier de Par Consols.**

On reçoit par jour environ 50 tonnes de matières, dont 35 à l'état de sable et 15 à l'état de slimes. **Avant grillage.**

Roulement des matières avant grillage à Par Consols.

DIVISIONS.	Nombre d'ouvriers.	Nombre de tonnes par jour.	Nombre moyen de tonnes par ouvrier.	Dépense par jour.	FRAIS PAR TONNE DE MATIÈRE		
					passée.	reçue à l'atelier.	reçue à la division.
		tonnes.	tonnes.	fr.	fr.	fr.	fr.
Crop.	26	104	4,0	21,6	0,20	0,43	0,62
Roughs.	30	150	5,0	20,0	0,13	0,40	0,57
Slimes.	64	160	2,5	45,6	0,28	0,90	3,00
Totaux et moyennes. . .	120	414	3,45	86,6	. . . . .	1,73	. . . . .

Les diverses colonnes du tableau montrent l'importance relative des divisions, la difficulté et le prix du travail sur chacune d'elles ; je me contenterai de signaler la grande dépense appliquée aux slimes, d'où l'on n'extrait pas plus du quart du black tin total.

Sur les 64 ouvriers des slimes on compte 28 filles de frames; chacune ne passe guère qu'une tonne par

jour ; le chiffre moyen se trouve relevé à 2t,5 par le travail des gamins aux slime pits, boxes et paddle trunks.

Tandis qu'une tonne de crop représente 3 tonnes en mouvement sur le dressing, une tonne de slime en représente plus de 10 ; la moyenne générale est de 8t,3 travaillées pour une de matière admise.

Après grillage. Le lavage après grillage occupe à Par Consols :

1	Homme *master dresser*	à £ 3	75f00
10	Gamins.	à £ 0 15sh.	187f50
1	Fille de frame.	à £ 1	25f00
12	Ouvriers payés par mois.		287f50

Rapportée à la tonne de black tin, la main-d'œuvre est de 10f,58. Si l'on a égard aux grillages répétés (page 227), on peut admettre, qu'il entre à cet atelier 2,400 kilogr. de matières par jour, pour une production de 902 kilogr. black tin.

Ces chiffres indiquent la muliplicité et le soin des opérations effectuées sur les matières grillées, dont 2t,4 suffisent à occuper 12 personnes.

Personnel des ateliers. Le personnel sur le dressing floor de Par Consols comprenait, en septembre 1837, 143 individus, savoir :

12 hommes, dont 5 aux bocards, 2 au grillage, 1 master dresser après grillage, 1 captain et 2 contre-maîtres (*overlookers*), et 1 menuisier-charpentier.
102 filles et gamins.
29 femmes et filles de frames.
143

Dans tout autre atelier avec bocards à vapeur, le nombre des ouvriers hommes ne pourra pas être moindre qu'ici, quelque minime que soit la production en étain ; on conçoit que celui des gamins varie suivant les circonstances, et celui des femmes de frames avec

la proportion des slimes et les types de frames employés. Le personnel, après grillage, dépend de la quantité de pyrite du minerai, et varie d'un jour à l'autre sur un atelier avec la nature et la quantité des produits grillés. A l'ancien atelier de Polgooth, sur 110 ouvriers, on occupait en général au dressing house 7 personnes; 2 hommes, 2 femmes et 3 gamins.

Consommation d'eau.

J'ai donné précédemment la consommation d'eau par minute aux divers appareils; voici ces nombres rapprochés de l'eau totale.

Caisson de 4 à 36 litres. Chiffre moyen. . .		16 litres.
Round buddle . . . . *id.*		30
Tye. . . . . *id.*		48
Paddle trunk (par chaque trunk) *id.*		3 à 4
Frame (machine frame).		5 à 6
Eau totale consommée par minute à.	Par.	2.724
	Tincroft. . . .	1,943
	Balleswidden.	1.716

L'eau est presque partout une cause de dépense notable, mais difficile à évaluer numériquement; le plus souvent c'est un surcroît de travail imposé à une machine d'épuisement (Par, Balleswidden), pour l'élever au-dessus de la galerie d'écoulement jusqu'au niveau du dressing, et à la machine des bocards qui la remonte sur l'atelier. A Tincroft on payait par an £ 100 = 2,500 fr.

Prix des appareils.

Les principaux appareils en planches et maçonnerie coûtent :

		£	sh.	fr.
Caissons. . .	grands sq. buddles.	2	10	62,50
	ordinaires.	2	00	50,00
Round buddle.		4	00	100,00
Frames. . .	hand.	2	00	50,00
	self acting de Tincroft. . .	2	10	62,50
	Hancock.	10	00	250,00
	grande nouvelle Hancock.	60	00	1.500,00

	£ sh.	fr.
Cuves 1'25 par pouce de diamètre, prix moyen.	2 00	50,00
Fours de grillage complets. . . . à reverbère.	30 00	750,00
Fours de grillage complets. . . . à sole tournante. . .	250 00	6.250,00

L'ensemble des appareils en planches d'un grand dressing, comme celui de Par, coûte £ 400 à 500 = 10,000 fr. à 12,500 fr.; entretenus, avec une faible dépense en matériaux, par un ouvrier payé 75 fr. par mois, ils durent une vingtaine d'années; l'amortissement ne représente donc pas plus de 1,000 fr. à 1,250 fr. par an.

Matériel complet. Le matériel complet d'un dressing de 60 à 80 flèches coûte de 70,000 à 80,000 fr.; il faut y joindre les frais d'appropriation du local qui peuvent monter très-haut, si l'on a à faire de grands terrassements, et les bâtiments légers en charpente et planches.

Les frais d'entretien et d'amortissement de tout le matériel, rapportés à la tonne de black tin, en supposant un travail actif et un minerai à 2 p. 100, ne dépassent pas 25 fr.

QUATRIÈME PARTIE.

DONNÉES ÉCONOMIQUES.

Dans la dernière partie de ce travail je me propose de réunir les données économiques disséminées dans les premières, et de les compléter de manière à obtenir les frais totaux de préparation; on verra pour quelle forte proportion ils entrent dans la dépense totale, effectuée pour arriver à l'étain métallique. J'y ai ajouté quelques détails statistiques sur la production de l'étain dans le Cornwall, et la valeur du métal à diverses époques.

§ Ier. Frais de préparation.

Deux opérations préliminaires, le cassage sur la halde, et la pesée avec essai de matières, constituent

la transition entre les travaux d'exploitation et la préparation mécanique sur l'atelier ; il est nécessaire d'y revenir ici.

Les frais de cassage varient évidemment avec la dureté de la roche, et la dimension que l'on juge à propos de donner au minerai de bocard : les trois exemples suivants permettront d'apprécier ces variations. Frais de cassage sur la halde.

A Par Consols on est dans des conditions moyennes ; chaque mois on envoie aux bocards 1443 tonnes ; la proportion de stérile rejeté est faible, mais on ne casse pas moins de 1500 tonnes. Le détaillage des gros fragments (*ragging*) est fait par 3 hommes, payés chacun 3 £ = 75 francs par mois. Le *spalling* emploie 20 ouvrières rétribuées suivant leur force ; la journée peut atteindre 1f,50 ; chacune casse, au plus, 3 tonnes par jour.

Les frais totaux de cassage sont évalués à 0f,92 par tonne de minerai de bocard (1).

A Tincroft, le minerai est dur, mais on casse gros ; on paye 5 sh = 6f,25 par mesure de 100 sacks = 5m³,450, pesant 10 tonnes ; soit 0f,625 par tonne ; la journée des spallers varie de 0f,90 à 1f,05.

A Balleswidden, la roche n'est pas très-dure, mais on casse très-fin ; on paye 8 sh. = par 100 sacks pesant 9 tonnes, soit 1f,11 par tonne de minerai.

Ces frais rapportés à la tonne de black tin deviennent :

Tincroft	42f,00
Par	48,70
Balleswidden	62,50

Le lot d'un mineur est trié en même temps que cassé ; on sépare le best work, généralement en petite Pesée et mesurage.

(1) On compte 10 1/2 pence = 1f,10 ; mais il y a lieu d'en retrancher 1/8, à cause du mode de pesée.

quantité, et on le pèse ou le mesure entièrement ; le common work est réparti en tas égaux, formés en versant successivement sur chacun d'eux une brouette de fragments ; on en fait un nombre tel que chacun contienne environ une tonne.

Prise d'essai. Le captain *Assay Master* indique deux de ces tas ; on les ouvre par le milieu, on prend sur chaque une brouettée, et, du mélange du minerai, on remplit une grande boîte d'environ 50 kil. qui est envoyée à l'essai.

Il désigne un des tas inattaqués, sur lesquels on procède au mesurage, soit en poids, soit en volume ; le lot est évalué en multipliant le résultat obtenu par le nombre de tas.

Le système des pesées, infiniment plus exact, tend à prévaloir ; cependant plusieurs mines anciennes conservent l'usage des volumes.

A Tincroft, on emploie une civière dite *measuring Barrow*, dont la capacité est 1 1/2 sack = 18 gallons = $81^{l},75$. Voici deux lignes du carnet de mesurage.

15 août.	Th. Trevillean.	Nombre de sacks par tas.	Sacks totaux.
5 tas.	| | | | | | (6 mesures).	9	45

A Par, chaque tas est pesé par portions dans une civière tarée sur une grande balance ; le plateau des poids reçoit 2^{cwts}, = $101^{k},6$, et un quarter, c'est-à-dire 1/8 en sus, dont on ne tient pas compte. Le registre des pesées indique un poids de minerai trop faible de 1/9 ; on admet que ces 11,11 p. 100 se divisent en :

Eau hygrométrique.	6,25
Boni.	4,86
Total.	11,11

Ce mode d'évaluation n'a pas pour but de léser directement le mineur ; il permet à l'essayeur, en augmentant la perte du *vanning* (essai à la pelle), d'arriver sur

ses registres à une quantité totale de black tin contenu à l'essai, notablement inférieure à celle que produit l'atelier.

Les ouvriers spallers sont chargés de la pesée. Le maître essayeur a deux aides, filles ou gamins.

Returning charges.

On sait que dans le Cornwall les travaux des mines, toujours donnés à l'entreprise, sont divisés en deux classes ; le *tutwork* et le *tribute*. Les mineurs *tutworkmen* font les percements des galeries et les foncements de puits, et y sont payés d'après l'avancement sur des dimensions déterminées ; ils procèdent à l'abattage des massifs, et là, sont rétribués, en général, d'après la surface mesurée sur le plan du filon, et dans un petit nombre de mines à la tonne de minerai brisé.

Le *tributor* reçoit une véritable concession temporaire (généralement pour un mois), dont les limites lui sont assignées dans un massif; c'est à lui à tirer le meilleur parti de son *pitch;* la valeur du minerai abattu est établie d'après trois éléments:

1° Le chiffre du *tribute;* c'est-à-dire le nombre de shillings par livre sterling, auquel il a droit conformément à l'adjudication;

2° Le standard, ou prix de la tonne de black tin agréé sur la mine où il travaille;

3° La quantité de black tin déterminée par l'essai.
Voici comment s'établit le compte d'un tributor d'étain, et comment on y fait entrer les frais de préparation mécanique sous le nom de *Returning charges.* Je supposerai le système des pesées.

Registre des essais.

Le maître essayeur tient un journal dit *sampling book*, où il inscrit le résultat détaillé de ses essais sur toutes les parcelles; chaque mois un résumé indique le minerai envoyé au bocard, et le black tin contenu.

Pour chaque lot extrait par une brigade de tributors, il enregistre :

1° La date ; 2° le nom du chef de brigade ; 3° le poids de chaque parcelle (ces renseignements sont puisés dans le carnet des pesées sur la halde) ; 4° la teneur par tonne ; 5° le nombre de tonnes, cwts., qrs. et lbs. de black tin dans chaque parcelle ; 6° la somme de ces quantités pour chaque lot.

Livre de paye.

Voici maintenant les principales colonnes du livre de paye (1).

a Nombre { d'hommes / de gamins } de la brigade.
b Nom du preneur, chef de brigade.
c Poids du minerai de bocard.
d Poids du black tin à l'essai.
e Standard fixe du prix du black tin sur l'atelier.
f Valeur brute du black tin du lot.
g *Returning charges.* Frais de préparation à retrancher de *f*.
h Valeur du black tin, déduction faite de *g*.
i *Tribute.* Nombre de shillings par livre sterling convenu lors du setting et variable, pour un même minerai, avec *e* et *g* selon l'atelier.
k Produit $h \times i$.
l A déduire ; avances faites dans le mois ; matériel ; société de secours mutuels ; médecin ; barbier ; dette.
m Balance ; à payer au tributor, ou dette ;

on peut en déduire : $m = (de - g) \times i - l.$ (α)

Trois modes de fixation des returning charges.

Presque sur chaque mine les returning charges sont réglées d'une manière différente ; on peut cependant distinguer trois méthodes générales.

---

(1) Outre le sampling book qui fournit *c* et *d*, deux autres livres sont tenus sur la mine ; celui des adjudications, *setting book*, où l'on inscrit les conditions acceptées par le preneur et qui donne ici *a*, *b* et *i* ; et celui du matériel et avances en numéraires délivrés pendant le mois : c'est le *material ledger* ; il donne *l*.

1° Returning charges à tant de shillings par 100 sacks de minerai de bocard.

Ex. : Wheal-Vor, Carnbrea, 40 sh. : environ 5 fr. par tonne.
Tincroft, 50 sh. : environ 6f,25 par tonne.

2° Échelle graduée avec la teneur ;

DOLCOATH.		LEVANT.	
Teneur.	Returning charges.	Teneur.	Returning charges.
	Par tonne.		Par tonne
Jusqu'à... 1,25 p. 100. . .	2f,50	Au-dessous de 5 p. 100. env.	6f,25
De 1,25 à 2,50 — . . .	3 ,75	De 5 à 8 p. 100.	8 ,75
De 2,50 à 3,75 — . . .	4 ,40	De 8 à 12 —	12 ,50
De 3,75 à 5,00 — . . .	5 ,00	De 12 à 25 —	15 ,60
De 5,00 à 6,25 — . . .	6 ,25	25 p. 100 et au-dessus.. . .	25 ,00
De 6,25 à 7,50 — . . .	7 ,50	WENDRON CONSOLS.	
De 7,50 à 10,00 — . . .	8 ,75		
Au-dessus de 10 p. 100. . .	12 ,50	Jusqu'à 1,85 p. 100. environ	3 ,33
		Au-dessus.	4 ,44

3° Returning charges payées en minerai ; la compagnie déduisant une fraction du poids, soit des matières de bocard, soit du black tin.

Ex. : Par Consols, où l'on retient 1/7 du poids du minerai brut.
Polberro, 1/8 du black tin ; plus 1f,25 par tonne de minerai brut.

On ne doit pas s'attendre à ce que les returning charges représentent bien exactement les frais de préparation, qui eux-mêmes varient avec les modifications fréquemment faites à l'atelier.

Ce n'est qu'un des éléments qui servent à l'administration à déterminer la balance *m*, suffisante pour l'ouvrier, et avantageuse pour elle ; les variations de *e* et de *i* dans la formule (α) sont prédominantes. Il est cependant bon, même pour la compagnie, que la valeur de *g* se rapproche des frais réels : afin que les quantités *e* et *i* conservent chacune leur sens propre. Le standard *e*, adopté sur une mine réagit sur la valeur de tous les tributes ; mais ce chiffre, une fois fixé, la détermina-

tion de *i*, dans chaque cas particulier, reste soumise au jugement du captain des travaux souterrains, et doit dépendre exclusivement de la nature du filon. Les standards sont pris en dessous de la valeur marchande du black tin, et en général maintenus fixes sur chaque atelier pendant d'assez longues périodes ; toutefois, quand le prix de l'étain éprouve une forte baisse, on diminue la valeur de *e*, et on évite ainsi de changer celles des tributes *i*, ce qui rendrait difficile les relations entre les tributors et les agents (1).

On doit observer que les tributors restent chargés du cassage et triage de leur minerai, c'est-à-dire ne sont supposés payer ici que les frais sur l'atelier, y compris le bocardage. On trouvera que les conditions ci-dessus indiquées donneraient d'après les teneurs moyennes :

	Par tonne black tin.	
Carnbrea.	245f,50	la dépense réelle étant de 261f,0.
Tincroft.	440f,00	
Dolcoath.	150f,00	
Levant.	262f,00	
Wendron.	123f,00	
Par consols (2). .	340f,00	environ ; variable avec la valeur de l'étain (cassage compris).

Les tableaux ci-joints donnent les frais de préparation à Par Consols, par mois et par tonne de minerai sortant et de black tin.

(1) Les standards étaient : Par Consols, £ 50 (1857) ; Polberro, £ 56 (1858) ; Wheal-Vor(1855), Tincroft(1857), Wendron Consols (1858) et Dolcoath (1857) : £ 60.

(2) A Par Consols, 1/7 du black tin au standard, £50 = 1.250f, ne donne que 178f,57 ; mais l'excédant du rendement sur l'essai étant de 10 p. 100 de celui-ci, il faut y ajouter, à la charge du tributor, c'est-à-dire au bénéfice de l'administration, 100 kilog. d'oxyde d'étain au prix du marché. Ce prix étant moyennement 1.700 fr. par tonne, les returning charges sont donc 340 à 350 fr. par tonne de black tin.

Frais de préparation mécanique pour un mois, sur lé dressing floor de Par Consols.

Nature des dépenses: générale.	Nature des dépenses: particulière.		Nombre d'ouvriers employés: Hommes.	Gamins ou filles.	Ouvrières de frames.	Totaux: partiels.		Totaux: généraux.
						fr.	fr.	fr.
Main-d'œuvre sur la balde.	Cassage.	Ragging	3	»	»	225,00	1.323,75	1.530,00
		Spalling	»	20	»	1.098,75		
	Essai.	1 maître essayeur	1	2	»	156,25	206,25	
		2 aides	»	»	»	250,00		
Main-d'œuvre sur l'atelier.	Bocardage		5	»	»	»	400,00	3.800,00
	Avant grillage.	Crop et Roughs	»	42	»	850	2.500,00	
		Slimes	»	26	14	850		
		Atelier des tributors	»	24	14	800		
	Grillage		2	»	»	»	137.50	
	Après grillage		1	10	1	»	287,50	
	Surveillance.	Captain	1	»	»	156,25	400,00	
		Contre-maître	1	»	»	93,75		
		Chef des tributors	1	»	»	150,00		
	Menuisier, charpentier		1	»	»	»	75,00	
	Totaux		16	124	29	Personnel. 169		

Houille. . . { Bocardage. . . 67 tonnes. / Grillage . . . . 21 — } 88 tonnes	1.430,00
Fonte, fer, graissage (pour le bocard)	797,25
Frais divers, outils, entretien des fours, des appareils laveurs, intérêts et amortissement	679,35
Frais, totaux sur la balde et l'atelier (le transport non compris)	8.236,60

Frais sur l'atelier seul : 6.706^{f},60.

Frais de préparation mécanique au dressing floor de Par Consols,

Rapportés à : une tonne de minerai sortant.			Rapportés à : une tonne de black tin (prêt pour la vente).		
Main-d'œuvre. 2^{j},513		3^{f},761	Hommes. 17^{j},60 / Gamins ou filles. 136,88 / Ouvrières de frames. 32,09	186^{j},57	196^{f},13
Houille. { Bocard. 0^{t},0464 / Grillage 0^{t},0140 }	0^{t},060 à 16^{f},25	0^{f},985	2^{t},469 / 0^{t},765	3^{t},234	51^{f},62
Fonte, fer, graissage pour le bocard		0^{f},566			29^{f},97
Frais divers		0^{f},402			25^{f},38
Frais, totaux (transport non compris)		5^{f},714			303,10

Si on rapporte des principaux chapitres de dépense à un chiffre total égal à 100; on a en nombres ronds:

		p. 100.
Cassage	16	43
Bocardage	27	
Main-d'œuvre avant grillage		30
Grillage		6
Main-d'œuvre après grillage		3
Surveillance; essai		8
Divers		10
		100

La main-d'œuvre avant grillage entre pour 30 p. 100 dans les frais totaux, et se répartit à peu près également entre le lavage des sables, celui des boues sur l'atelier principal et le travail des résidus par les tributors.

Ceux-ci extraient, par mois, des matières à l'état de crazes et de boues enrichies, qui ne contiennent que 2t,174 de black tin, soit 1/8 de la production totale. Le tribut est 9 sh. par £, sur un standard déterminé de façon que le bénéfice du chef ne dépasse pas 150 fr.; on applique donc dans cette partie de l'atelier environ 950 fr. par mois, c'est-à-dire plus du tiers de la main-d'œuvre avant grillage. Rapportés à la tonne de black tin contenu, ces frais montent à 445 fr.; en admettant que, pour achever la préparation de ces matières, on dépense encore 100 à 150 fr.; on voit que l'on aura consacré 550 à 600 fr. à l'extraction d'une tonne de black tin du mélange, 2/3 de gros sable et 1/3 de boues sortant de l'atelier principal (1).

Si au lieu d'avoir égard aux deux parties de l'atelier, on considère dans son ensemble, les divisions natu-

(1) La teneur de ce mélange me paraît pouvoir être évaluée à 0,6 p. 100 black tin; soit 12 à 15 lbs par tonne.

relles en crop, roughs et slimes qui renferment respectivement, à un instant donné, environ 1/2, 1/4 et 1/4 du black tin; les frais de main-d'œuvre avant grillage rapportés à la tonne d'oxyde d'étain, ultérieurement extraite de ces matières, seront :

Pour le crop.	48 fr.
Pour les roughs.	88
Pour les slimes.	200

rapportés à la tonne du mélange black tin prêt pour la vente, ils seront : 24, 22 et 50 fr.

D'après le mode de comptabilité suivi dans le Cornwall, la main d'œuvre, payée chaque mois aux ouvriers employés sur l'atelier seul, s'élève à un chiffre que l'on divise par le nombre des tonnes de black tin produites. Ainsi établie, la dépense ne comprend pas les casseurs, l'essayeur, les mécaniciens du bocard, le charpentier, le captain. Frais de main-d'œuvre sur l'atelier seul.

D'ailleurs cette main d'œuvre forme le principal élément variable dans les frais totaux de préparation, et, *pour un minerai donné*, dépend de la bonne direction imprimée au travail; tandis que les opérations sur la halde, et la consommation de houille au bocard et de matériel entraînent une dépense à peu près constante. Il ne s'agit point de la diminuer, mais évidemment de l'appliquer sur chaque atelier à extraire le plus d'étain possible.

Le tableau ci-joint indique approximativement les frais, que l'on juge convenable de faire sur divers grands ateliers, d'après la nature du minerai, et les conditions du travail. Je prends entièrement la responsabilité des erreurs, qui pourraient exister dans les nombres de ce tableau; il m'a paru que, même seulement approchés, ils feraient ressortir les différences considérables, qui existent et *doivent* exister d'une mine à l'autre. La dis-

cussion de ces nombres, dans laquelle je n'entrerai pas, ne peut se faire qu'avec la connaissance complète des circonstances du travail ; il est tel de ces ateliers où la dépense semblerait déjà très-élevée, et où l'on se propose avec raison de l'accroître ; tel autre où elle ne devrait pas être faible comme elle l'est, tel autre où avec des frais moindres, mais une meilleure méthode, on retirerait plus d'étain.

J'ai réuni dans le même tableau diverses données propres à caractériser l'importance de l'atelier ; le nombre des flèches des bocards, le nombre de tonnes bocardées par mois, celui des tonnes de black tin préparé, enfin le personnel.

Tableau des frais approchés de main-d'œuvre sur l'atelier seul, *rapportés à la tonne de black tin.*

MINES.	NOMBRE des flèches des bocards.	Tonnes bocardées par mois.	Tonnes de black tin produites.	Rendement p. 100.	PERSONNEL sur l'atelier seul. Hommes.	Filles et gamins.	Totaux.	Frais de main-d'œuvre par tonne black tin.	Observations.
								fr.	
Levant.	48 + 16 = 64	666	16,0	2,401	26	143	169	252	(a)
Botallack. . . .	Boc. hydrauliques.	400	16,8	4,100	17	55	72	140	
Wheal-Bal. . . .	16	100	8,0	8,00	3	20	23	90	(b)
Providence. . .	30 + 16 = 46 (38 effectives)	320	32,0	10,00	10	86	96	79	
Wendron Consols.	24+16+8+3=51 boc. hydrauliques.	642	22,5	3,505	3	81	84	86	(c)
Dolcoath. . . .	64 + 48 = 112 (88 effectives).	2.000	50,0	2,50	65	375	440	184	(d)
Carnbrea. . . .	96	1.914	36,1	1,886	38	220	258	178	(e)
Par Consols. .	68	1.443	27,2	1,883	7	131	142	122	(f)

(a) On fait 2/3 de slime tin ; les bocards sont à flashers.
(b) On fait 1/2 de slime tin ; bocards à flashers.
(c) On fait 1/3 de slime tin.
(d) Sont inscrits comme hommes, les ouvriers dont le salaire dépasse 2 liv. sterl. = 50 francs par mois.
(e) On ne fait que 1/8 de slime tin ; le spalling est compris, ainsi que la surveillance et l'essai.
(f) On fait 1/4 de slime tin.

Voici les teneurs à l'essai sur un certain nombre de mines. Teneur à l'essai.

	p. 100.
Providence	10,000
Wheal Bal	8,000
Botallack	4,100
Wendron Consols	3,505
Dolcoath	2,500
Charlestown (abandonnée)	2,500
Levant	2,400
St. Day United	2,030
Carnbrea	1,886
Balleswidden	1,830
Par Consols	1,827
Tincroft	1,420
Great Polgooth (yeux de la mine)	0,900
Polberro (yeux de la mine)	0,777
Carclaze (Stockwerk). Best-Work. . . . 0.625 ; Common-Work. 0,300	0,400

Le rendement moyen des minerais d'étain, préparés dans le Cornwall, peut être estimé, assez exactement à 2,0 p. 100. C'est-à-dire qu'il faut 50 tonnes de minerai de bocard pour en donner une de black tin. Prix de préparation d'un minerai moyen.

D'après l'exemple de Par Consols, on peut dire, qu'à un minerai de dureté moyenne, à étain déjà fin, dont le rendement varie autour de 2,0 p. 100, il convient d'appliquer, pour la préparation mécanique, une somme de 300 à 325 fr. par tonne black tin : soit 6 fr. environ par tonne de minerai sortant.

En prenant pour le black tin le prix minimum de £ 60 = 1500 fr. la tonne, ou 1f,50 le kilogramme, on voit que les frais de préparation seront couverts par 4 kil.; soit par 0,40 p. 100, pris sur la teneur moyenne. Teneur minima à préparer et à exploiter.

---

(1) Avec le prix de £ 80 = 2.000 fr. de 1857, les frais sont couverts par 0,30 p. 100.

Filons.

Si l'on ajoute les frais d'extraction du minerai, on pourra encore *exploiter* avantageusement, suivant les circonstances :

D'APRÈS les capitains.	TENEUR MINIMA A L'ESSAI.	CIRCONSTANCES.
Puckey. . .	28 lb. par tonne = 1,25 p. 100	Grande mine de Par.
Ch. Thomas.	22 *id.* . . . = 1,00	Grande mine de Dolcoath.
Hancock. . .	16 *id.* . . . = 0,71	Polgooth au-dessus de l'Adit.
Baratt. . . .	14 à 15 *id.* . . . = 0,63	Minerai tendre ; étain gros.

Carclaze (Stockwerk).

A Carclaze, la teneur est bien plus faible ; mais l'extraction du minerai est peu dispendieuse ; la plus grande partie tombe seule en hiver, des parois escarpées de l'excavation, ou est produite par le lavage pour kaolin ; quelques veinules plus riches sont seules suivies dans des travaux irréguliers à la poudre. Le grain de l'étain y est gros ; la pureté du minerai dispense du grillage, et assure un prix élevé au black tin ; le bocardage hydraulique, et avec de grosses grilles, revient à très-bon marché, je crois pouvoir évaluer les frais de préparation à :

	fr.
Cassage au marteau.	1,25
Bocardage.	0,40
Lavage.	1,25
Frais par tonne mineral. . .	2,90

Rapportés a la tonne de black tin, ils s'élèvent au moins à 725 fr.

Stream works.

Pour les sables des stream works, on n'a pas de cassage ; un bocardage partiel des galets seulement, par suite peu de slimes ; pas de grillage. Les frais par tonne de sable seront couverts par 0,10 p. 100 d'étain, au prix de 1f,50.

La possibilité d'exploiter des sables, d'une teneur donnée, reposera donc presque entièrement sur la masse

de déblais à effectuer ; l'écoulement ou l'épuisement des eaux ; la préparation mécanique en sera facile relativement à celle des autres gisements d'étain.

Pertes probables en étain dans la préparation.

De même que dans toutes les usines métallurgiques, il est impossible d'évaluer ici exactement la perte en métal qui résulte du travail ; quelque bien faite que soit la prise d'essai, elle n'offre jamais de garantie suffisante ; d'un autre côté les échantillons d'essai, qui m'ont été donnés, et que j'ai analysés comparativement par voie humide, n'étaient pas assez nombreux pour que je puisse en déduire d'une manière certaine, la perte due au vanning. La difficulté de prise d'essai se représente plus grande encore, quand on veut doser l'étain des matières rejetées. Cependant le grand intérêt qu'il y a à se rendre un compte, même grossièrement approché de ces pertes, m'engage à donner, sous toutes réserves, les nombres que j'ai obtenus pour l'atelier de Par Consols.

1° D'après les analyses, les pertes au vanning à la pelle seraient :

	Teneur exacte en black tin.	Perte au vanning.	
Pour le Best Work. . . tenant	20 à 25 p. 100.	5 à 10 p. 100	du B. tin contenu.
Pour le Common Work tenant	2 à 3 p. 100.	20 à 25 p. 100	—
Moyenne probable sur. . .	2,5 p. 100.	20 p. 100	—

Il faut y joindre les 4,86 p. 100 boni de la pesée.

Le registre d'essai indiquerait donc seulement les 75 p. 100 du black tin contenu ; c'est-à-dire donnerait une perte de 25 p. 100.

Le minerai de Par (supposé sec) rend à l'atelier 2,0 p. 100 ; la teneur à l'essai vanning étant 1,827 ; le rendement dépasse l'essai de 10 p. 100 de celui-ci : *la perte réelle sur l'étain contenu serait* 17,50 p. 100.

2° Les slimes rejetées des paddle trunks (N2 et Q2), forment le tiers des matières : leur teneur est 0,7 p. 100.

Les sables sortant de l'atelier des tributors constituent les deux autres tiers, et sont à 0,4 p. 100.

0,7 × 1/3 = 0,233 }
0,4 × 2/3 = 0,266 } Perte totale 0,50 p. 100 sur un rendement de 2 p. 100; donnant sur le black tin { obtenu 25 p. 100 perte. { contenu 20 p. 100 perte.

Valeur des frais et pertes réunis.

Aux deux points de vue, la perte serait à Par Consols d'environ 1/5 = 20 p. 100 de l'étain contenu.

Si on désigne par V la valeur de la tonne de black tin obtenu; par D la dépense totale en métal perdu et frais de préparation :

$$D = 0,25\ V + 325\ \text{fr.}$$

V = £ 60 = 1.500 fr. D = 700 fr.
V = £ 80 = 2.000 fr. D = 825 fr.

Comparaison des sables et des boues.

Si on se reporte à ce que j'ai indiqué sur les dépenses de main d'œuvre avant grillage, et si on observe que la perte en black tin se partage, comme cette main d'œuvre, presque également entre les slimes et les sables; tandis que la masse des premières n'est que la moitié de celle des dernières; on voit qu'à poids égaux de matières, les slimes donnent sur cette partie de l'atelier une perte double et coûtent une main d'œuvre double.

A Tincroft où on ne traite pas les sables pour roughs, il est probable, que sur un rendement de 1,60 p. 100, les pertes atteignent 33 p. 100 du black tin vendu.

Comparaison des dépenses de la préparation mécanique et de la métallurgie de l'étain.

Ce n'est pas ici le lieu d'exposer la méthode suivie dans le Cornwall pour la métallurgie de l'étain; mais il est intéressant de comparer les dépenses faites sur l'atelier à celles de l'usine; dans la longue élaboration que subit le minerai sortant pour arriver à l'état métallique, on verra que le fondeur n'a que bien peu de choses à faire pour compléter le travail de la préparation.

Vente du black tin.

Le black tin est vendu aux usines par contrats particuliers (*private contract*); vers 1857 on essaya les *ticketings* publics, comme pour le minerai de cuivre, mais on ne tarda pas à y renoncer.

Les compagnies de mines conduisent leur minerai en sacs à l'usine, soit en général par voitures, soit par le chemin de fer; lorsque le minerai est acheté par la fonderie la plus rapprochée de la mine, le transport reste entièrement à la charge de celle-ci; dans tout autre cas le fondeur rembourse l'excédant de dépense; ce qu'on appelle *extra carriage*. A l'usine, un essai définitif, en présence des deux parties, permet de fixer le prix d'achat qui se règle sur le prix actuel de l'étain métallique, la teneur et la *qualité* (1) du lot. Le fondeur retient pour ses frais et bénéfices (*returnings charges*) 1 1/4 de métal sur 20 de minerai, soit $62^k,5$ d'étain sur une tonne black tin; soit à la teneur moyenne 66,5, les

(1) A Par Consols, le minerai vendu du 10 mars au 27 août 1857 a été :

145^t 4^c 3^q 10^{lbs} 1er sample, teneur p. 100 68,75. Prix £ 80 = 2.000 fr. la tonne.
4 4 0 14 2e sample, — 57,50. Prix £ 56 = 1.400 —

Voici, en outre, un tableau résultant d'essais faits par M. Johnson, et montrant combien les prix accordés par les fondeurs décroissent rapidement avec la teneur du minerai.

TENEUR EN ÉTAIN, déduction faite des 6,25 p. 100 pour frais de fusion, (*returning charges*).	PRIX DONNÉ pour la tonne de black tin.			PRIX PAYÉ pour la tonne de métal (déduction faite des *returning charges*).		
	£	sh.	d.	£	sh.	d.
56,75 p. 100.........	42	5	0	74	10	0
47,75 —	32	15	0	68	12	0
41,75 —	27	10	0	65	12	0
35,75 —	18	10	0	51	16	0
32,75 —	15	0	0	46	0	0

Ces chiffres paraissent se rapporter à l'année 1848, et à une valeur moyenne de £ 78 10 sh. pour la tonne d'étain.

9,36 p. 000 du poids du black tin; il retient en outre 3 lbs. par cwt., sous le titre de déchet(*wastage*) 3/112 = 2,68 p. 100, soit en tout 12,04 p. 100.

Les frais des opérations rapportés à la tonne de black tin sont :

A l'usine métallurgique :		A l'atelier de Par :	
	fr.		fr.
Main-d'œuvre, $0^{j},6545$ à 3 fr. . . .	1,963	$186^{j},57$.	196,13
Combustible. . { Houille à 25 fr., Anthracite à 27^{f} } $0^{t},796$.	20,306	Bocardage $2^{t},469$	
		Grillage. . $0^{t},765$	
Bois. . . . . . . $0^{t},0007$.	0,017	$3^{t},234$ à $16^{f},25$.	51,62
Bocardage et lavage des scories. .	0,416		
Divers; outils, réparations.	0,984	Matériaux et divers. . . .	55,35
Frais spéciaux : de fonte. . .	23,686	De préparation. . .	303,10

La perte à l'usine est également difficile à évaluer; j'admettrai que la moyenne du black tin contient réellement 73 00 p. 100 d'étain métallique, le rendement étant 66,5; la perte est 6,5 laissé à l'état de silicate dans la scorie.

La comparaison des chiffres précédents montre que la dépense de main-d'œuvre est 100 fois plus forte à la préparation; la consommation de combustible y est triple rien que pour le bocardage, et à peu près égale pour la moyenne des grillages faits sur les divers ateliers.

Dépense totale. Frais et pertes probables.

Quant aux pertes rapportées à la tonne de black tin, elles sont :

	Perte pour 1.000 kil. black tin	
	obtenu.	contenu.
	kil.	fr.
Préparation.	250	200
Métallurgie.	98	107
Totaux.	348	307

En prenant les prix moyens (de 1855; voir plus loin)

de 1,700 fr. la tonne de black tin, et 3,000 fr. la tonne d'étain, on aura dépensé :

	fr.
Frais de préparation et de fusion (nombres ronds).	350
Perte, 348 kil. à 1f,70.	591,6
Total.	941,6

pour produire 665 kilogr. à 3 fr., c'est-à-dire pour 1,995 fr. d'étain métallique; soit une somme presque égale à la moitié de la valeur du métal obtenu.

§ II. STATISTIQUE (1).

M. de la Bèche donne un tableau complet de la production d'étain métallique dans le Cornwall, depuis 1750 jusqu'à 1838, et le prix du métal de 1780 à 1838; j'en ai extrait les chiffres suivants correspondants à des maxima et des minima, tant dans la production que dans les prix; je m'en suis tenu à une approximation dans la réduction des mesures anglaises.

ANNÉES.	TONNES D'ÉTAIN.	PRIX PAR TONNE.
		francs.
1750.	3.179	
1751.	2.400	»
1772.	3.400	»
1780.	3.230	1.684
1793.	3.400	2.534
1801.	2.400	2.620
1810.	2.100	3.925 (Guerre d'Espagne.)
1817.	4.000	2.825
1820.	2.890	1.825
1838.	5.130	2.050

Depuis 1853, M. Robert Hunt, dans ses statistiques sur les produits minéraux de la Grande-Bretagne, a

(1) La plupart des renseignements consignés ici sont tirés, pour les époques anciennes, de l'ouvrage de M. de la Bèche, et depuis 1853, des Mining Records publiés tous les ans par M. R. Hunt, dans les *Memoirs of the geological survey of Great Britain*, et dont il a été donné, par les soins de M. Delesse, des extraits dans les *Annales des mines*.

fourni chaque année des renseignements exacts et détaillés, d'où ressortent les nombres suivants.

		ANNÉES			
		1853.	1854.	1855.	1856.
Cornwall et Devon.	Black tin	8.866t	8.747t	8.947t	9.[illegible]t
	Étain métallique	5.763t	5.947t	6.000t	6.177t
	Rendement p. 100 à l'usine.	65,00	67,50	68,86	[illegible]
Prix moyens	par tonne de black tin.	1.700f,00	1.600f,00	1.700f,00	1.775f,[illegible]
	par tonne d'étain	»	2.887f,50	3.000f,00	3.325f,[illegible]
Importations : Colonies hollandaises, Banca, etc. Indes anglaises. Australie, Pérou, France, etc.		2.449t	2.251t	1.612t	3.464t minerai et régule [illegible]
Exportations d'étain	anglais	1.277t	1.406t	1.338t	1.874t
	étranger	1,073t	669t	280t	200t

Variations dans les prix du black tin.

Pendant l'année 1857, l'étain s'était soutenu à un prix très-élevé, et le black tin se vendait £ 80 = 2,000 fr. en septembre, lorsque la grande crise commerciale des États-Unis vint réagir sur les marchés européens; le black tin dès le mois de novembre tomba à £ 60 = 1,500 fr., et en décembre les prix de l'étain étaient :

	fr.
Étain anglais	2.875
— Banca	2.600
— Straits	2.550

Les grandes variations dans le prix du black tin sont extrêmement nuisibles à la prospérité des mines; lorsqu'il est élevé, l'activité augmente partout, et souvent on entreprend avec une confiance imprudente des travaux, qui doivent être abandonnés à la prochaine baisse; or on sait quelle perte sèche résulte de l'interruption dans l'exploitation d'une mine.

Elles sont au contraire une des sources principales du bénéfice des fondeurs, pour lesquels, comme dans toutes les industries anglaises, l'habileté dans les opé-

rations commerciales a des conséquences bien plus importantes, que l'intelligence dans la conduite de leur usine. Il est facile de s'en convaincre en comparant le prix moyen de la tonne de métal avec celui payé pour 1,000 kil. d'étain contenu et rendu par le minerai.

	1855. fr.	1856. fr.
Prix de la tonne de métal.	3.000	3.325
Prix payé pour 1.000 kil. d'étain.	2.469	2.686
Différence par tonne d'étain.	531	639
Différence rapportée à la tonne black tin.	365,65	422,25

Ces différences représentent les frais et les bénéfices élevés des fondeurs. Cet antagonisme d'intérêts entre les usines et les mines est extrêmement fâcheux pour ces dernières, et réagit sur le sort des ouvriers mineurs, dont on est parfois obligé de réduire les gages, déjà faibles, sous peine de cesser entièrement les travaux. Du reste, les grandes compagnies de mines s'en émeuvent et se préparent à la résistance; dans l'hiver de 1858, les directeurs de Par Consols ont annoncé l'intention de garder leur black tin en magasin jusqu'à ce que le prix ait été relevé par les fondeurs, et au besoin de le traiter eux-mêmes à l'usine (à plomb), qu'ils possèdent à Par.

Influence de la qualité.

A un moment donné, les diverses mines sont loin d'obtenir les mêmes prix; de justes différences résultent de la *qualité* des produits. J'ai déjà indiqué l'influence du wolfram, qui peut abaisser le prix de la tonne de £ 20 à 30 = 500 à 750 fr.

Les black tin très-purs dépassent notablement le prix moyen : ainsi à Carclase, en 1857, on atteignait £ 83 = 2,075 fr.

Un Français, M. Duclos, a introduit, il y a quelques années, dans le Cornwall, un procédé du purification qui consiste à laisser digérer dans l'acide chlorhydrique

le minerai préparé; quoique cette méthode ait donné de bons résultats, l'usage ne s'en est pas répandu.

Production en 1856 des principales mines; importance actuelle des districts.

Dans le tableau suivant, j'ai réuni les productions pour 1856 des principales mines, en laissant de côté celles qui ont vendu moins de 100 tonnes; je les ai placées dans l'ordre des sommes obtenues par la vente (sommes non reproduites ici), et j'ai supprimé les fractions de tonnes. On pourra juger de l'importance relative actuelle des districts stannifères, et on verra combien l'ancienne source des richesses minérales du Cornwall, les stream works, semble aujourd'hui épuisée.

District de l'Ouest.

	tonnes.	
1. Boscean	284	26 mines. . . . 3.278 tonnes.
2. Balleswidden	268	
3. Huel Owles	232	
4. Reeth Consols	264	
5. Providence Mines	242	
6. Ding Dong	212	
7. Huel Margaret	245	
8. Levant	218	
9. St. Ives Consols	212	
10. Botallack	149	
11. Huel Kitty (Lelant)	149	
12. Huel Mary	121	
13. West Huel Providence	101	
14. Carnyorth	101	

District du Centre.

	tonnes.	
1. Dolcoath	417	79 mines. . . . 4.367 tonnes.
2. Great Wheal Vor	425	
3 Carnbrea	294	
4. Polberro Mines	262	
5. Porkellis	236	
6. Great Work	188	
7. Trumpet Consols	168	
8. Huel Kitty (St. Agnes)	174	
9. Pednandrea	141	
10. Tincroft	151	
11. Great Huel Fortune	127	
12. Huel Tremayne	118	
13. Wendron Consols	130	
14. St. Day United	140	

A reporter. . . . 105 mines. . . . 7.645 tonnes.

Report. . . . . . 105 mines. . . . 7.645 tonnes.

District de l'Est.

	tonnes.		
1. Par Consols.	316	17 mines. . . .	1.395 tonnes.
2. Drake Walls.	232		
3. Great Polgooth.	209		
4. Boscundle.	139		
5. Great Beam.	115		
Mines diverses, au nombre de 18, la plupart exploitées pour cuivre.			66 tonnes.
4 stream works.			10 tonnes.
Devonshire; 6 mines.			137 tonnes.
Total du minerai d'étain sur lequel l'impôt a été payé en 1856 à la *Stannary Court*.			9.243 tonnes.

Les mines d'étain produisent accessoirement de l'acide arsénieux. Arsenic.

L'arsenic brut recueilli dans les canaux des fumées se vend £ 2 = 50 fr. la tonne; raffiné il vaut £ 8 à 12 = 200 fr. à 300 fr.

Un échantillon, pris à Saint-Day, m'a donné :

Acide arsénieux.	68,25
Oxyde d'étain.	1,40
Oxyde de fer.	2,86
Antimoine.	traces.
Soufre.	0,40
Acide sulfurique.	5,50
Argile et quartz.	7,20
Chaux.	1,00
Charbon.	2,00
Eau.	11,00
	99,61

En 1856, les mines du Cornwall ont vendu 513^{t},750 d'arsenic brut au prix de 25,276^{f},00.

Le port de Truro en a embarqué { en 1855. . . . 660 tonnes.
en 1856. . . . 406 tonnes.

§ III. Observations et conclusions.

Pour tous les métaux, la préparation mécanique et la métallurgie sont intimement liées l'une à l'autre; les exigences de l'usine font la loi sur l'atelier; nulle part

elles ne pèsent plus lourdement que sur l'étain; si la galène doit être amenée à une teneur élevée, les frais de préparation ne montent jamais aussi haut, et la valeur du métal perdu est bien moindre; dès que l'argent vient accroître le prix du minerai, on abaisse le rendement; pour le cuivre, dont le prix est à peu près égal à celui de l'étain, on sait fondre des produits très-impurs et très-pauvres.

Les frais et pertes énormes, imposées aux dressing floors à étain, dérivent de trois causes principales :

1° L'extrême difficulté d'obtenir de l'étain bien pur;

2° La séparation générale des intérêts des mines et des usines;

3° Et surtout la puissance de la tradition.

On ne saurait se dissimuler la gravité de la première cause : abstraction faite des métaux nuisibles, cuivre, plomb, zinc, tungstène et du soufre, de l'arsenic et de l'antimoine, le fer et la gangue sont déjà des obstacles suffisants.

Quelque basse que l'on maintienne la température pendant la réduction de l'oxyde d'étain, il y a tendance énergique du métal à s'unir au fer, réduit en même temps; la facilité avec laquelle se forment les silicates fusibles d'étain et de fer, fait passer beaucoup d'étain dans la scorie; la réduction des métaux dans celle-ci exigerait une température extrêmement élevée, et ne donnerait que de l'étain ferreux, ou plutôt de la fonte stannifère.

Faut-il en conclure que tout changement dans la méthode actuelle soit impraticable? Je ne le pense pas; je crois, au contraire, qu'il y a lieu de tenter une réforme radicale, portant à la fois sur la préparation mécanique et la métallurgie, c'est-à-dire de chercher à traiter directement les minerais pauvres. Ainsi que je l'ai

montré, les pertes et les frais actuels, que je ne suppose pas avoir exagérés, laissent une grande marge aux tentatives, et tout en continuant à s'appuyer sur les propriétés physiques, de fusion à basse température et de grande densité de l'étain, ne pourrait-on pas, parmi les propriétés chimiques, recourir à d'autres encore qu'à la facile réduction de son oxyde? L'homme qui, disposant de grandes richesses minérales, en laisse perdre à *toujours* une partie notable, est, s'il peut y remédier, réellement coupable envers la postérité.

A un point de vue moins élevé, il y a lieu de tenter dès à présent une application des progrès de la chimie moderne, et chances de gain.

C'est dire que, dans mon opinion, malgré les progrès considérables faits depuis 30 ans dans la préparation mécanique, malgré ceux qui sont encore possibles, le plus grand perfectionnement serait de la supprimer presque entièrement, en cherchant à reporter sur l'usine une partie des frais aujourd'hui accumulés sur l'atelier. Jamais on n'y évitera la production d'une forte proportion de slimes, et la ténuité excessive de ces matières s'opposera toujours à la diminution de la perte par lavage.

A part ces observations, et considérant les conditions actuelles faites à la préparation, on peut la regarder comme bien conduite. Dans le bocardage, on ne peut améliorer que des dispositions de détail. Quant aux manipulations :

1° Le crop est bien traité, et l'introduction du round buddle laisse peu à gagner;

2° Pour les roughs l'emploi de bonnes soupapes est extrêmement avantageux ; restreint jusqu'ici à quelques mines, je le crois appelé à se généraliser.

Dans ces deux divisions du travail, comme dans

celles des slimes, il y aurait bien à se préoccuper davantage de donner aux matières, avant de les livrer aux appareils laveurs, une homogénéité parfaite; on y arriverait facilement en multipliant sur l'atelier de petites roues à palettes, fonctionnant comme patouillets; dans le cas spécial de gros sables à débourber, le frottement des grains les uns sur les autres, détacherait le limon adhérent. Une roue de cette espèce serait très-bien placée à quelques mètres au-dessus d'une soupape de roughs;

3° Les slimes ont vu se diriger sur elles, depuis quelques années, tous les efforts des plus intelligents captains. La grande frame Hancock est aujourd'hui l'appareil de ce genre le plus perfectionné que possède l'Angleterre; mais on n'a rien trouvé, pour les slimes, d'équivalent au round buddle pour les sables.

J'ai beaucoup insisté sur les classements de grosseur que l'on cherche à faire dans les diverses slimes.

Les principales passent à la box des roughs; puis à deux rangs de paddle trunks; celles des petits pits sont maintenues séparées, et dans le cas où, comme à Par Consols, les pits sont réunis en une seule fosse un peu allongée, on fait encore dans le dépôt trois divisions traitées à part. Depuis plus de dix ans, l'Allemagne emploie, au classement des schlamms fins, les caisses pyramidales disposées en série, et connues sous le nom de *Spitz-Kasten-Apparat* (1). Rien ne serait plus facile que de les substituer aux petits slime pits d'abord: l'expérience, dont le succès pour ces slimes grenues me paraît assuré, guiderait dans les essais qu'on pourrait

(1) Rivot. Préparation mécanique des minerais de plomb dans le Ober-Harz (*Annales des mines*, t. XIX, 1851).

en faire pour les boues principales d'une plus grande finesse.

Depuis peu d'années, les Allemands ont imaginé pour le lavage des schlamms des tables tournantes qui donnent, paraît-il, de bons résultats. Je n'ai point vu fonctionner ces appareils, et les renseignements qui m'ont été fournis à cet égard, ne suffisent pas pour que je puisse affirmer que l'importation de ces tables, extrêmement ingénieuses dans leur disposition, ait chance de réussite pour le traitement des slimes, eu égard à l'excessive finesse de ces matières.

NOTE

Sur les procédés d'essai du minerai d'étain et l'examen des échantillons.

Essai à la pelle pour black tin. (*Vanning.*)

La prise d'essai de 50 kil. est portée au laboratoire du maître essayeur; ses aides brisent le tout beaucoup plus fin, mêlent encore ce premier produit à la pelle et en prennent une petite quantité, qu'ils pulvérisent et passent au tamis de fil de fer. La poudre est desséchée sur une pelle, au feu doux d'une grille à charbon. L'essayeur la reçoit en cet état, et, selon le système adopté pour le minerai sur la halde, en mesure ou pèse environ 55 grammes.

Outils.

Ses outils sont : une grande pelle légèrement concave de $0^m,40$ vers la douille et de même longueur, le manche fixé en dessous a $1^m,20$; une grande cuve à peu près pleine d'eau; un tas en bois debout placé à côté et servant à poser la pelle, qui y est maintenue par un crochet, sous lequel on enfonce son bord extrême; une masse en fer à deux têtes pour le broyage sur la pelle; enfin un creuset.

La poudre est délayée sur la pelle, où on a puisé un peu d'eau de la cuve; les mouvements de l'essayeur, impossibles à décrire, se résument en deux actions principales :

1° Le débourbage par une agitation rapide, qui détermine un mouvement de rotation du liquide; on fait écouler les eaux boueuses.

2° L'enrichissement par de petites secousses de haut en bas et d'avant en arrière, qui font monter les ma-

tières denses vers le bord droit de la pelle; les sables pauvres sont lavés à l'arrière du dépôt, le stérile est entraîné vers le bord opposé et rejeté par une secousse.

Le minerai ainsi enrichi contient des crazes; l'essayeur pose sa pelle sur le tas, et, prenant une des têtes de sa masse de la main gauche et le manche de la droite, il broie vigoureusement les sables.

Il recommence ensuite le lavage, arrive aux tin witts dont le grillage est plus ou moins long, suivant la quantité de pyrite (1), et se fait dans un creuset de terre de $0^m,075$ de diamètre, sur une grille de chauffage ordinaire alimentée à la houille. Pour faire passer les tin witts dans le creuset, on les fait bien sécher en posant un instant la pelle sur le feu, et on les en fait tomber avec une patte de lièvre.

Le minerai grillé est remis sur la pelle, lavé, broyé, relavé, séché et pesé.

Calcul du black tin d'un lot de minerai.

Voici maintenant comment on passe du résultat de l'essai au calcul du black tin contenu dans un lot de minerai :

1° Le minerai a été mesuré au sack (2) = 12 gallons = $54^l,5020$.

L'essayeur mesure la matière *sèche* et *pulvérisée* dans un petit cylindre tenant 1/4 de noggin = 2,166 pouces cubes = 32,353 cent. cubes; pour cela, il l'y verse une première fois avec une pelle à rebords, vide le contenu dans la pelle et le fait repasser une seconde fois dans la petite mesure, qu'il arrase avec une sorte de truelle,

(1) A Tincroft, le grillage dure 15 à 20 minutes.

(2) Le *sack* est une mesure tout à fait locale; à Tincroft, Carnbrea, etc., il est de 12 gallons; à Levant, 14 gallons; à Wendron Consols, 11 gallons, etc., etc. Partout on rapporte l'essai au 1/2 noggin; seulement les tables calculées partent d'une base différente.

sans lui imprimer de secousse. Le tassement des matières n'est le même que si l'on opère toujours avec des précautions identiques. Le black tin obtenu est pesé avec les poids de la livre *troy* (1), spéciaux pour les essais, et l'on compte le nombre de *grains* et *pennyweights*. L'essayeur a une table calculée en supposant l'essai fait sur le 1/2 noggin ; dans cette hypothèse, il est admis (à Tincroft) que, pour 9 grains trouvés à l'essai, il existe 1 cwt. 0 q. 0 lb. de black tin dans 100 sacks de minerai ; la suite de la table donne en quarters et livres les quantités correspondantes à 8, 7, 6... 1 grain.

Il est inutile d'exposer ici la fin du calcul, mais je ferai observer que le principe de cette évaluation consiste à admettre l'égalité des rapports.

$$\frac{\text{1/2 noggin sable sec}}{\text{100 sacks fragments humides}} = \frac{\text{9 grains.}}{\text{1 cwt.}}$$

Or, le calcul donne :

$$\frac{\text{1/2 noggin}}{\text{100 sacks}} = \frac{1}{7.680} \quad \text{et} \quad \frac{\text{9 grains}}{\text{1 cwt.}} = \frac{1}{7.168}.$$

Il est naturel que le premier rapport soit plus faible que le second, parce que la densité du minerai cassé pour bocard est plus grande que celle du sable versé dans la mesure.

L'expérience a conduit à adopter les chiffres de la table, de façon qu'il soit tenu compte de l'eau du minerai sortant et qu'il y ait encore un boni pour l'administration.

---

(1) Troy pour les essais, l'or, l'argent, les pierres précieuses :

24 grains. . . . = 1 pennyweight.
20 pennyweights = 1 ounce = 480 grains
12 ounces. . . . = liv. troy = 5760 grains

Avoirdupoids :

16 drachms = 1 ounce = 437 1/2 grains.
16 ounces = 1 livre = 7.000 grains.
28 livres = 1 quarter.
112 livres = 1 hundred (cwt.).
20 cwt. = 1 ton = 2.240 livres.

Le grain est le même pour les deux sortes de poids ; leur relation est que 5.760 grains font 1 livre troy, et 7.000 grains font 1 livre avoirdupoids.

2° Le minerai a été pesé.

On opère sur 2 ounces avoirdupoids = 56g,6768 et le black tin est pesé en poids troy. La table est calculée d'après l'observation suivante :

Si 2 ounces donnent 1 grain black tin, 1 tonne = 2.240 lb. = 2.240 × 8 fois 2 ounces, c'est-à-dire donnera : 17.920 grains; 17,920 gr. = 2 lb. 8 ounces, 15 drachms, 10 grains et 5/32.

La table est continuée depuis 1 grain dans l'essai, correspondant à 2 lb. 8 ounces par tonne de minerai, jusqu'à 25 pennyweights, correspondant à 13 cwt. 2 q. 24 lb. par tonne de minerai.

Ici la déduction, relative à l'eau et au boni, a été faite sur la pesée même du minerai.

J'ai cru devoir entrer dans ces détails, parce que c'est ainsi que pratiquent les essayeurs du Cornwall pour tous les minerais d'étain qui leur sont adressés; et aussi pour montrer combien, avec les déplorables poids et mesures encore en usage en Angleterre, on arrive à introduire de complications, presque mystérieuses, là où une simple règle de trois pourrait suffire.

L'essai par voie sèche du black tin pour étain (white tin) est calqué sur les opérations métallurgiques (1). Essai du black tin pour étain.

On emploie des creusets de plombagine de 0m,076 de diamètre et 0m,101 de hauteur; on peut en mettre deux à la fois dans un petit four à vent dont les dimensions principales sont : 10″ = 0,254 de largeur, 7″ = 0,178 de l'avant à la cheminée; 15″ = 0,381 de

(1) On remarquera que les procédés d'essai du Cornwall pour le black tin, l'étain, le cuivre, très-défectueux sous le rapport docimastique, sont excellents au point de vue pratique; car leurs résultats sont entièrement comparables à ceux du travail en grand, qu'ils imitent le plus possible.

profondeur jusqu'à la grille; section du rampant, 10″ sur 3″ = 0,076.

On pèse 20 pennyweights = 1 ounce troy = 31^{g},0913 de black tin; on y mêle 5 pennyweights = 7^{g},772 d'anthracite pulvérisée; on y ajoute parfois 6 grammes de borax ou un peu de spath fluor.

Les creusets sont posés sur le feu de coke bien allumé; la fusion dure 20 à 25 minutes; on verse le métal dans un moule en fonte; les scories, très-chargées de grenailles, sont mises à part et réunies à tout ce que l'on peut détacher du creuset; elles sont pulvérisées et passées dans une écuelle de fer-blanc percée en écumoire, qui retient les plus grosses grenailles aplaties par la pulvérisation. Ce qui traverse est lavé sur la pelle. On pèse ensemble les trois parties : lingot et grenailles grosses et fines.

La qualité du métal se juge par une opération supplémentaire; l'étain est fondu dans une poche en fer, et on le coule dans un moule en marbre; les crasses de ce raffinage restent adhérentes à la poche, dont on les détache par une secousse avant leur refroidissement. Je n'insisterai pas ici sur l'aspect que doit présenter un bon lingot d'étain.

Examen des échantillons de l'atelier de Par Consols.

Le captain sur son atelier se livre presque à chaque instant à l'examen des boues et sables en cours de traitement; la pelle est son seul instrument, et on peut dire qu'il lui suffit, grâce à l'habileté pratique extraordinaire que donne l'expérience du vanning.

J'avais recueilli sur le dressing de Par Consols une soixantaine d'échantillons choisis dans les phases les plus importantes de la préparation, et j'ai eu dans le cours de ce travail à indiquer la teneur en oxyde d'étain et le degré de finesse et de classement de la plupart d'entre eux. Je n'y reviendrai ici que pour

préciser ce qu'on doit entendre par les qualifications de gros, moyens, fins, appliquées ci-dessus, soit aux sables, soit aux boues; au moins en ce qui concerne les principaux ateliers (Par, Polgooth, Tincroft, Wheal-Vor, etc.), où l'étain est disséminé dans sa gangue. J'ai cru devoir y ajouter une table des densités des sables, et exposer sommairement le procédé d'analyse qui, après de nombreux essais, m'a paru le seul exact pour le dosage de l'étain.

L'examen de l'état physique des matières est de beaucoup le plus important, on ne peut le faire attentivement qu'au microscope; pour la plupart des échantillons, on doit employer le grossissement de 125 diamètres. Examen microscopique.

La mesure des grains s'obtient, soit en posant une petite quantité de matière sur une plaque de verre où est gravé un millimètre divisé en 100 parties égales, soit, bien plus facilement, en introduisant dans l'oculaire du microscope un verre divisé, dont on compare une fois pour toutes les divisions avec celle du millimètre; de cette manière la poussière peut être étendue sur tout le support. Avec un peu d'usage, la chambre claire rend de bons services; il est facile de mesurer à loisir les dessins obtenus. Les gros sables de Par, ceux qu'on retire à la box F des roughs, n'ont pas plus de 1 millimètre de diamètre; la grande majeure partie des slimes principales K est réduite en poudre impalpable, c'est-à-dire de dimensions inappréciables au grossissement de 125 diamètres; beaucoup de particules y ont moins de $0^{mm},01$ de diamètre. En comparant ces termes extrêmes, on voit que le rapport de leurs volumes est 1.000.000.

L'étain du crop atteint (1) 20, 30, 40, 50 pour les

(1) Les dimensions suivantes sont exprimées en centièmes de millimètre.

plus gros grains ; celui des top skimmings des cuves ne dépasse guère 4, 5, 7, 10.

Dans les slimes, les *grains distincts* ont 2, 3.

Dans les matières bien classées, la gangue est notablement plus grosse que l'étain ; il sera facile de s'en convaincre par la *fig.* 5 (Pl. IV), où j'ai représenté quelques grains des principaux minéraux pour chacune des divisions de la cuve C. Si l'espace m'eût permis de donner de la même manière un croquis des autres échantillons, la plupart des points délicats, sur lesquels j'ai appuyé en traitant du travail des appareils, deviendraient évidents.

L'effet des paddle trunks L est un des plus remarquables à examiner. En tête, avec une petite quantité de poudre, sont concentrés des grains de 10, 20, 25 ; la majorité est de 4, 5, 6, 7 ; en queue, au contraire, on trouve quelques grains de 10, 20, répandus dans la masse ténue de 2, 1 et au-dessous. Ainsi s'explique que l'on rejette immédiatement cette partie, malgré sa teneur encore notable.

Voici encore quelques dimensions relatives aux divisions d'un caisson B' du Common-Work.

Tête. . . .	Étain.	3, 4, 7, 10.	Moyenne	4.
	Gangue fine jusqu'à.	10.	—	5.
Milieu. . .	Étain (comme en tête).		—	4.
	Gangue égale, peu de fin. . . .			10 à 15.
Queue. . .	Beaucoup de gros.	20, 25, 50.		
	Et de très-fin. . . .	2, 3.		

L'état de finesse des matières dans le cas où, comme à Par, la gangue contient une notable proportion de chlorite, est assez lié à l'intensité de leur couleur ; la chlorite, moins dure que le quartz, entre en proportion un peu plus forte dans les slimes que dans les sables ; mais la teinte plus prononcée des premières doit sur-

tout être attribuée au jeu de la lumière sur une poussière fine.

Les produits en s'enrichissant prennent une coloration jaune brun, tant par la pyrite que par l'oxyde d'étain.

L'étain, vu au microscope par transparence, avant grillage, est souvent jaune miel, verdâtre et généralement rougeâtre. Après grillage, la surface est brune et cesse d'être unie; beaucoup de petites rugosités paraissent tenir à l'altération que j'ai signalée en parlant de l'action des sulfures.

Le black tin lavé est brillant, mais par transparence beaucoup de grains paraissent avoir bruni.

Un autre caractère, auquel on peut affirmer qu'une slime est réellement très-fine, est sa solidification lorsqu'on la fait dessécher. Les slimes principales, les queues de paddle trunks, se prennent en masses d'une dureté réellement étonnante, eu égard à la nature pierreuse des éléments.

Les minerais cassés pour le bocard et humides pèsent de 9 à 10 tonnes les 100 sacks, soit 1.670 à 1.860 kil. le mètre cube; à Par, c'est le plus faible de ces deux poids. Densités.

Les produits de la préparation doivent être bien desséchés, pour que la pesée ait une base fixe; une cause de variation importante est le tassement. Je me suis contenté de verser les matières sèches dans le vase jaugé et taré, qui servait à les mesurer et à les peser; l'excédant était arasé sans secousses; le *tassement naturel*, qui résulte de cette manière d'opérer, est alors un caractère de l'état de finesse et de classement des produits.

Après la pesée du sable sec, je versais de l'eau, de manière à le mouiller complétement, et laissais l'eau

remplir le vase, lorsque les matières boueuses s'y abaissaient.

Ce tassement sous l'influence de l'eau était surtout considérable pour les matières fines et mal classées.

La différence, entre la densité humide ainsi déterminée, et la densité sèche, représente le cube du vide laissé entre les grains de matières sèches.

ORIGINE SUR L'ATELIER.		Numéros.	Teneur en oxyde d'étain.	POIDS de 100cc		VIDE
				sec.	humide.	H-S.
			1°	2°	3°	4°
				gr.	gr.	
Best-Work.	Canaux A.	1	24,00	152	194	42
		2	8,00	142	191	49
		3	2,00	144	188	44
	Caisson B.	1	42,00	222	277	55
		2 et 3	10,00	147	205	58
		4	3,00	142	200	58
	Auge de la shacking tye.	41	53,50	170	227	55
	Cuve C.	1	11,00	142	194	52
		2	20,00	152	202	50
		3	70,00	264	307	43
Common-Work.	Canaux A'.	1	18,00	150	191	41
		2	9,80	135	185	50
		3	0,85	126	164	38
	Round buddle R.	1	18,50	137	191	46
		2	2,00	114	151	37
		3	0,68	121	161	40
	Round buddle R'.	2	2,80	121	168	47
		3	0,30	128	171	43
	Round buddle R''.	1	11,50	128	175	47
		2	1,70	128	178	50
	Cuve C'.	1	7,00	121	168	47
		2	18,00	143	187	44
		3	59,00	218	262	44
Box des roughs F.			0,80	121	160	39
Slimes.	Petits pits G.	1	1,20	121	161	40
		2 et 3	0,85	114	160	46
	Frame I.	1	6,70	125	169	44
		2	0,75	114	157	43
	Slime pits K.		2,00	100	147	47
	Paddle trunks L.	1	1,78	100	143	43
		2	1,30	98	147	49
	Paddle trunks N.		0,90	93	128	35
	Frame M.	1	4,40	121	168	47
		2	1,40	108	150	42
	Grande frame β.	1	48,00	200	243	43
		2	5,00	121	165	44

L'interprétation de ces nombres est facile : on y reconnaît l'influence de la densité de l'étain dans les produits riches, de la grosseur du grain prédominant et du mélange boue et sable; on les trouvera toujours d'accord dans leur signification avec les propriétés constatées pratiquement ou au microscope.

Je rappellerai qu'on ne doit pas confondre les poids inscrits dans la colonne 3 avec les densités des sables pris et mesurés humides; ces dernières seraient beaucoup plus élevées: ainsi pour N_1, au lieu de 128, on aurait 178.

Analyse par voie humide.

Le procédé indiqué par M. Rivot pour l'analyse des minerais d'étain, et qui est fondé sur la réduction par l'hydrogène, est le seul qui m'ait donné de bons résultats.

Ce n'est pas que, pour la plupart des échantillons ci-dessus indiqués, une exactitude rigoureuse dans le dosage de l'étain fût utile, car l'approximation à l'analyse n'a pas besoin de dépasser celle à la prise d'essai; mais, lorsqu'il s'agit d'un métal comme l'étain, un procédé de dosage vicieux l'est radicalement : il n'y a plus de petites erreurs.

L'application de la méthode de M. Rivot, si simple pour un minerai riche, devient délicate et pénible dès que la teneur s'abaisse à 4 ou 5 p. 100.

Pour pouvoir garantir le dosage de l'étain, il est nécessaire d'arriver à peser 50 à 60 centigrammes de matières (SnO^2); c'est-à-dire que pour des sables ou boues, dont on suppose la teneur inférieure à 1 p. 100, on ne peut opérer sur moins de 50 grammes.

Voici la série sommaire des opérations :

Dessiccation au bain de sable vers 100°;

Pesée; porphyrisation très-soignée; attaque à l'eau régale pour enlever les pyrites; la chlorite se trouve

partiellement attaquée si l'eau régale est peu étendue; la silice passée dans la liqueur rend la filtration longue; il vaut mieux prendre l'eau régale très-faible et surtout peu chauffer. La partie inattaquée, étain et gangue, est filtrée, calcinée, pesée, réduite par l'hydrogène dans des nacelles, placées dans un tube de porcelaine chauffé au rouge; pesée à nouveau, ce qui donne l'oxygène enlevé. La matière réduite est désagglomérée s'il y a lieu, attaquée *à froid* par l'acide hydrochlorique concentré additionné de quelques gouttes d'acide nitrique; la liqueur est étendue, filtrée, on y précipite très-bien l'étain à l'état de sulfure par un courant prolongé d'hydrogène sulfuré. Le sulfure filtré, desséché lentement, séparé le plus possible du filtre, qui est grillé à part, est ramené à l'état de SnO^2 sous la moufle.

L'analyse complète du black tin prêt pour la vente m'a donné les nombres suivants :

Oxyde d'étain		92,00	Étain oxydé	93,66
Oxyde de fer	combiné	1.66		
	libre	2,66	Gangue	4,32
Gangue pierreuse		1,66		
Eau		2,00		2,00
		99,98		99,98

Étain métallique 72,312

NOTE

SUR LA DÉPENSE DES DÉVERSOIRS SANS CONTRACTION LATÉRALE ET INCLINÉS VERS L'AMONT.

Par M. E. CLARINVAL, capitaine d'artillerie, professeur de mécanique à l'École d'application de l'artillerie et du génie.

Simplification de la formule proposée précédemment.

J'ai prouvé, dans une note insérée dans le douzième volume de la 5e série des *Annales des mines* (page 517), que la formule :

$$D = lH\sqrt{2gH}\,\frac{h\sqrt{1-\frac{h}{H}}}{\sqrt{2(H^2-h^2)}} \qquad (1)$$

où l représente la largeur du déversoir,
h, l'épaisseur de la veine liquide au-dessus du barrage même,
et H, la différence de niveau entre la crête du barrage et le point le plus élevé du remous,

donne, avec une approximation suffisante dans la pratique, la dépense des déversoirs verticaux à arête saillante, alimentés par des canaux de même largeur.

Avant d'examiner un autre cas, je ferai observer que j'ai laissé la formule proposée sous la forme (1), parce que mon but était de montrer la valeur particulière que j'attribuais au coefficient de correction. Il est clair que, dans la pratique, il vaut mieux supprimer les facteurs communs qui l'embarrassent et lui donner la forme

$$D = lhH\sqrt{\frac{g}{H+h}}$$

que je lui supposerai désormais.

Examen d'un nouveau cas, celui des déversoirs sans contraction latérale et inclinés vers l'amont.

Les déversoirs qui alimentent certaines roues hydrauliques (roues de côté) ont généralement une largeur égale à celle du canal alimentaire ; mais, au lieu d'être verticaux, ils sont inclinés vers l'amont.

Expériences de M. le général Morin sur ces déversoirs.

Longtemps, faute d'expériences, on a calculé leur dépense à l'aide de la formule de Dubuat, en adoptant les mêmes coefficients que dans le cas des barrages verticaux ; mais, en 1844, M. le général Morin a conclu, d'expérience faites à la poudrerie du Bouchet, que ces déversoirs fournissaient *beaucoup plus d'eau* qu'on ne le croyait communément, et que les coefficients à adopter étaient donnés par le tableau suivant :

Charges H.	COEFFICIENTS indiqués par M. Morin.	COEFFICIENTS employés pour les barrages verticaux.
m.		
0,04	0,264	0,449
0,05	0,313	0,442
0,06	0,355	0,437
0,07	0,390	0,435
0,08	0,418	0,434
0,09	0,437	0,434
0,10	0,448	0,434
0,12	0,460	0,434
0,14	0,467	0,434
0,16	0,472	0,434
0,18	0,477	0,433
0,20	0,482	0,432

On voit que d'après ces nombres les barrages inclinés paraissent fournir une dépense plus faible que les barrages verticaux tant que les charges sont faibles ; mais dès que les charges atteignent les dimensions qu'elles ont véritablement dans la pratique, la dépense devient, au contraire, beaucoup plus grande.

M. le général Morin fait connaître, du reste, dans le second volume de son *Cours de mécanique*, les circonstances qui l'ont empêché d'apporter dans ces expériences toute l'exactitude désirable ; il déclare ne

considérer ces nombres que comme susceptibles de donner une approximation de 1/20.

M. le capitaine d'artillerie Boileau a étudié la question; il a établi, à cet effet, un barrage incliné à 3/1, et large de 0m,896. Expériences de M. le capitaine Boileau.

Le tableau suivant indique les résultats qu'il a obtenus.

Charges H.	Épaisseur h.	DÉPENSE expérimentale en litres.	COEFFICIENTS qu'on en déduit pour la formule de Dubuat.	COEFFICIENTS proposés par M. Morin.	COEFFICIENTS adoptés pour les barrages verticaux.
0,0697	0,0058	28,80	0,40	0,39	0,435
0,109	0,0918	57,68	0,41	0,45	0,434
0,128	0,108	{ 72,91 73,06	0,41	0,46	0,434
0,137	0,115	82,96	0,42	0,46	0,434
0,158	0,132	108,81	0,42	0,47	0,434

En comparant les nombres de la quatrième et de la sixième colonne, M. Boileau conclut que : « le dispositif étudié diminue la dépense dans le rapport de 1000 à 973. » Discussion de ces expériences.

L'examen de la quatrième et de la cinquième colonne montre une assez grande différence difficile à expliquer, d'autant plus que la méthode adoptée par M. Boileau pour mesurer H devait le mener, toutes choses égales d'ailleurs, à des coefficients plus forts que ceux de M. Morin.

La largeur différente des barrages n'a pu avoir qu'une influence très-faible; quant à la hauteur, elle n'est pas mentionnée dans l'ouvrage de M. Morin; par suite il devient impossible de tirer aucune conclusion bien certaine.

Si l'on examine, toutefois, les colonnes 4 et 5, on voit que les charges augmentant, les coefficients des deux expérimentateurs augmentent aussi, et assez rapi-

dement; on doit en conclure que si M. Boileau avait fait des expériences plus étendues, et que s'il avait étudié les charges de 0,20 et 0,25, il serait arrivé à admettre, comme M. le général Morin, que «le dispositif étudié diminue la dépense pour de faibles charges, mais l'augmente pour les fortes», et il n'y aurait eu de divergence entre les deux expérimentateurs que pour la charge à partir de laquelle a lieu l'augmentation.

Les lois à déduire étant donc au fond les mêmes, il paraît assez naturel d'admettre que l'on sera dans le vrai en prenant un résultat moyen entre ceux de ces deux savants officiers, en se rapprochant, toutefois, beaucoup des nombres obtenus par M. Boileau, qui a été placé dans d'heureuses conditions d'observation, tandis que le général Morin annonce qu'il doute lui-même de ceux qu'il a obtenus.

Ce que nous contestons seulement à M. Boileau, c'est l'énoncé de la loi qu'il a voulu établir; nous sommes pleins de confiance dans les chiffres qu'il a insérés dans les tableaux, mais nous croyons qu'il a commis une erreur grave en généralisant un résultat tout à fait particulier aux faibles charges qu'il a observées.

Application de la formule proposée.

Cela posé, voici ce que nous a donné la formule

$$D = lhH\sqrt{\frac{g}{H+h}}$$

appliquée aux expériences de M. Boileau, en adoptant pour l la largeur réduite 0,876, pour tenir compte de l'espace occupé par le tube indicateur qui restait fixé contre le barrage.

lit.	lit.
30,48 au lieu de.	28,80
60,86 au lieu de.	57.68
77,62 au lieu de.	73,06
85,42 au lieu de.	82,96
105,17 au lieu de.	102,81

Les rapports des dépenses théoriques aux dépenses expérimentales sont donc :

1,05 1,05 1,06 1,02 1,02

en moyenne 1,04; c'est-à-dire que : « la formule fournit une dépense toujours un peu plus grande que la dépense accusée par les expériences de M. Boileau. »

Les dépenses théoriques que nous déduisons de notre formule seraient reproduites par celle de Dubuat, en affectant cette dernière des coefficients suivants :

Conclusion : La formule proposée donne la dépense des barrages étudiés.

1re expérience	0,409
2e expérience	0,430
3e expérience	0,434
4e expérience	0,428
5e expérience	0,428

dont la moyenne 0,426. On voit que ces coefficients sont toujours plus faibles que ceux de M. Morin, et plus forts que ceux de M. Boileau ; nous croyons donc que l'on peut admettre, pour cette double raison, que la formule proposée est parfaitement applicable dans le cas de barrages sans contraction latérale et inclinés vers l'amont ; il suffirait, en tout cas, de l'affecter du coefficient 0,961 pour lui faire reproduire les nombres obtenus par M. Boileau ; mais, aimant mieux qu'elle donne des résultats compris entre ceux des deux expérimentateurs, nous proposons de l'adopter sans correction.

NOTE

SUR UN NIVEAU D'EAU PERFECTIONNÉ.

Par M. DAGAND, constructeur de l'appareil (1).

L'appareil de sûreté appelé *niveau d'eau* exigé par les règlements sur tous les appareils à vapeur, est ordinairement composé de deux communications, l'une supérieure, l'autre inférieure, garnies chacune d'un robinet, et réunies verticalement par un tube en verre dans lequel s'indique le niveau de l'eau.

Pour que le tube, dans sa réunion avec chacune des tubulures, ne présente pas de fuites, il est ordinairement relié à chaque communication au moyen d'un stuffing-box, fermeture convenablement hermétique lorsqu'on a opéré avec soin.

Mais pour remplacer un tube cassé, il faut d'abord retirer les morceaux, lesquels, surtout quand le tube a été quelque temps en service, adhèrent fortement aux garnitures auxquelles ils sont presque soudés par le tartre; il faut dévisser les presse-étoupes, retirer les bagues et nettoyer les boîtes à étoupe, peser le nouveau tube, et refaire les garnitures d'étoupe.

Toutes ces opérations demandent beaucoup de temps, et ordinairement le chauffeur remet au moment où il pourra disposer de ce temps pour remplacer le tube.

Dans les locomotives, si un tube casse en route, le mécanicien est forcé, pour le remplacer, d'attendre la rentrée de sa machine au dépôt.

(1) Insertion faite sur l'avis de la commission centrale des machines à vapeur. C.

Il est vrai que souvent, et dans les locomotives surtout, il existe trois petits robinets de jauge; mais ces robinets, destinés à vérifier la marche du niveau d'eau, ne peuvent le remplacer. Le mécanicien peut oublier de les ouvrir, ou avoir trop de confiance dans son appréciation du temps écoulé et de la vapeur consommée depuis qu'il les a ouverts pour la dernière fois. Le tube en verre, lui, se présente à la vue du mécanicien et malgré lui.

L'absence du niveau d'eau a dû occasionner une grande partie des accidents résultant de l'abaissement de l'eau dans les générateurs. Cette absence est le plus souvent cause qu'un mécanicien brûle ses tubes.

Le niveau d'eau que je propose n'a pas ces inconvénients, attendu que le tube en verre peut se remplacer en moins d'une minute, comme on peut s'en rendre compte en examinant le dessin et en opérant sur le niveau donné comme modèle.

Les *fig.* 11, 12, 13, Pl. I, représentent un niveau d'eau complet, dans le genre de ceux employés sur les locomotives, mais sur lequel on a supprimé les stuffing-box qui relient les extrémités du tube, en les remplaçant par une disposition nouvelle, qui fait l'objet d'un brevet.

Dans la communication inférieure est un petit mamelon *m* (*fig.* 11) destiné à entrer dans le trou du tube; autour de ce mamelon on a pratiqué un évidement annulaire *ab* pour laisser entrer le tube et le poser sur une ou plusieurs rondelles en caoutchouc *c*.— Un trou O est percé dans la patte FG de la communication supérieure. *kl* est un raccord auquel on a ménagé également deux petits mamelons *m'*, *m''*, dont l'un *m''* entre dans le trou du tube, et l'autre *m'* entre dans le trou de la communication. Autour de chacun de ces mamelons,

on a placé une rondelle en caoutchouc. *v* est une vis de pression; *t* est un talon de serrage.

Pour remplacer un tube, on retire la vis V et le raccord *kl* muni de ses rondelles en caoutchouc; puis on passe le tube par le trou O, jusqu'à ce qu'il pose sur la rondelle en caoutchouc placée dans le fond de l'évidement *ab* de la communication inférieure. On replace ensuite le raccord *kl*, puis on remet la vis, qui presse les rondelles en caoutchouc sur les extrémités du tube et contre la face *rs* de la communication supérieure, au moyen du talon *t*.

Lorsqu'un tube se brise, comme il est posé librement dans l'évidement *ab* et dans le trou O, les morceaux se retirent facilement à la main, et les rondelles en caoutchouc, qui ne sont soumises à aucun mouvement ni à aucun frottement, restent en place pour resservir avec le nouveau tube.

Cette disposition peut donc s'appliquer aux niveaux dits *à clarinettes*, auxquels on remplacerait seulement les communications. Les *fig.* 11, 12 et 13 représentent un niveau à clarinette, muni de ses trois robinets de jauge, et auquel on a posé deux communications de mon système.

NOTE

SUR UN APPAREIL APPLIQUÉ SUR LE CHEMIN DE FER DE L'EST, A LA DESCENTE DES ROUES DES LOCOMOTIVES DU SYSTÈME ENGERTH.

Par M. VUILLEMIN, ingénieur aux chemins de fer de l'Est.

L'appareil à descendre les roues, représenté par la Pl. I, *fig.* 7, 8 et 9, a été établi sur le chemin de fer de l'Est, surtout pour l'entretien des puissantes machines du système Engerth, dans lesquelles le tender est intimement lié à la machine. Pour changer un coussinet d'essieu ou une paire de roues en se servant de grues ordinaires, on serait obligé de découpler le tender et la machine, tandis qu'avec l'appareil on enlève facilement et en très-peu de temps une paire de roues quelconque, sans démonter d'autres pièces. On économise ainsi du temps et des frais journaliers assez importants.

L'appareil se compose d'une presse hydraulique dont le piston a une course de $1^m,50$; elle est installée sur un chariot roulant dans une fosse, sur laquelle viennent se placer les machines dont on veut enlever les roues. Des traverses AA portent les rails sur lesquels passe la machine. On amène les roues à enlever sur le milieu des traverses, et l'on cale la machine. La pompe d'injection BB, manœuvrée par deux hommes, aspire l'eau de la bâche CC, et la foule dans le grand corps de pompe ou presse hydraulique DD. Le grand piston EE monte et vient saisir l'essieu. En quelques

coups de piston, on le soulève pour pouvoir dégager les traverses, on fait glisser à bras celle du bout de la fosse, l'autre tourne sur le support pivotant FF (*fig.* 7 et 9). Au moyen du robinet *aa* (*fig.* 7), on laisse échapper l'eau qui retourne dans la bâche d'aspiration; les roues descendent avec une vitesse qu'on règle très-facilement par l'ouverture plus ou moins grande du robinet; on arrête la descente lorsqu'on juge que les roues pourront passer sous la machine, puis les hommes poussent le chariot portant l'appareil et les roues jusqu'à l'autre extrémité de la fosse, où sont établies deux traverses avec des rails comme les premières.

On pompe alors de nouveau pour élever les roues au-dessus des traverses, on ramène celles-ci à leur position primitive; puis en laissant échapper l'eau du grand corps de pompe, les roues descendent sur les rails et on les fait rouler sur la voie où le besoin l'exige. La même opération se répète pour remettre les roues sous la machine.

Le temps nécessaire pour descendre une paire de roues et la remettre sur la voie de dégagement est de 17 minutes. Deux hommes de peine et le monteur suffisent pour la manœuvre.

L'appareil complet, comprenant le chariot, le grand corps de pompe, son piston, la pompe d'injection et les accessoires, a coûté 2.500 francs dans les ateliers de la compagnie. La dépense de la fosse en maçonnerie varie suivant la nature du sol A Nancy, dans un sol assez bon, il est entré dans la fosse :

	mèt. c.
Béton	2,290
Maçonnerie de moellons	56,636
Id. de pierre de taille	1,512

NOTE

SUR LES MACHINES LOCOMOBILES EMPLOYÉES AU CHEMIN DE FER DE L'EST.

Par M. VUILLEMIN, ingénieur aux chemins de fer de l'Est.

L'expression de locomobile est employée ici faute d'autre plus convenable, et parce que ces machines n'ont pas de roues. Le service auquel elles sont appliquées n'exigeant pas de déplacement fréquent, on a jugé inutile l'adjonction du train et des roues, qui, en outre, auraient élevé beaucoup trop l'axe du volant pour le but qu'on se proposait.

Ces machines sont de trois espèces :

1° Celles employées à la manœuvre des grandes plaques tournantes de 11^{m},60 ;

2° Celles qui font mouvoir des pompes ou autres appareils, au moyen de poulies et de courroies ;

3° Celles qui, portant des pompes, sont employées à l'alimentation de réservoirs à eau, d'une manière temporaire ou permanente.

La seule différence qui les distingue, c'est que l'arbre du volant est séparé ou attenant à la machine, et qu'il porte un engrenage, une poulie ou des excentriques.

Dimensions principales.

	mèt.
Longueur totale de la chaudière. . . .	1,550
Diamètre extérieur.	0,600
Nombres de tubes en laiton.	30
Longueur des tubes.	0,750
Diamètre intérieur.	0,044
Diamètre extérieur.	0,049
Longueur du foyer	0,460
Largeur du foyer.	0,460
Hauteur du foyer.	0,500

Surface de chauffe du foyer.	1,000
Surface de chauffe des tubes.	3,108
Surface de chauffe totale	4,108
Timbre de la chaudière et du cylindre.	6 atmosphères.
Diamètre du cylindre à vapeur.	0,120
Course du piston.	0,300
Longueur de la bielle.	»
Vitesse normale de la machine.	100 tours par minute.

La Pl. VI représente une machine portant deux pompes à plongeurs pour l'alimentation d'un réservoir d'eau. Les pompes sont mues par des excentriques montés sur l'arbre du volant. On s'en sert pour remplacer les machines fixes établies sur la ligne lorsque, pour une raison quelconque, elles ne peuvent fonctionner. Dans diverses localités, elles ont été appliquées à un service permanent, afin d'éviter les lenteurs et le prix élevé de l'installation des machines fixes ordinaires. Les figures sont assez complètes pour qu'il ne soit pas besoin d'une description plus détaillée.

La même planche représente l'application d'une de ces machines à une grande plaque tournante de 11^{m},60 ; L'arbre horizontal du treuil de manœuvre, précédemment mis en mouvement par les hommes, a reçu tout simplement, à une de ses extrémités, la manivelle qui reçoit le mouvement de la locomobile, de sorte que si celle-ci ne pouvait fonctionner, on remettrait les manivelles à bras et la plaque serait, comme autrefois, mise en mouvement par les hommes. Nous avons un certain nombre de ces petites machines en service ; elles fonctionnent très-régulièrement, la conduite en est très-facile et l'entretien presque nul. La consommation de combustibles, composée de déchets de coke, est d'environ 80 kil. par vingt-quatre heures dans les grands dépôts où il y a beaucoup de mouvement de machines.

NOTE

SUR UN NOUVEAU SYSTÈME D'ÉCLISSES ESSAYÉ SUR LA LIGNE DE NEVERS A ROANNE.

Par M. DESBRIÈRE, ancien élève des Écoles polytechnique et des mines, ingénieur de la voie au chemin de fer de Lyon (ligne du Bourbonnais).

Les joints des rails sont un des points les plus délicats et les plus importants de l'établissement et de l'entretien de la voie dans les chemins de fer. Le rôle qu'ils jouent dans cette question est même tellement essentiel, que là où les joints sont mauvais, la voie est forcément mauvaise, et que là où les joints sont bons, la voie est presque toujours bonne.

Un des perfectionnements les plus importants apportés dans ces derniers temps à la voie sur traverses (qui est de beaucoup la plus répandue) a été l'introduction des éclisses. Les inventeurs de ce système paraissent être deux ingénieurs anglais, MM. Richardson et Adams, qui en ont pris le brevet en Angleterre en 1847. Il s'est répandu rapidement en Angleterre, et en Allemagne où il est presque universellement employé. Il n'a été introduit d'abord en France qu'avec une certaine timidité, mais il est appliqué maintenant sur une grande échelle par les compagnies du Nord et d'Orléans, par celle du Dauphiné, etc.

Dans un mémoire inséré aux *Annales des mines*, (5e série, tome I, année 1851), M. Lechatelier a fait connaître ce système et les inconvénients du coussinet de joint, auxquels il est destiné à remédier. Il est inutile de revenir sur les avantages qui lui sont propres

et qui lui assurent une supériorité incontestable sur les coussinets de joint. Nous nous contenterons de faire ressortir l'économie considérable que son emploi amène dans l'entretien courant. Il resulte, en effet, des rapports semestriels de la compagnie du chemin de fer Eastern-Counties que la diminution des frais de main-d'œuvre due à son introduction a été de plus de moitié de la dépense faite primitivement avec le coussinet de joint; qu'en outre, des traités d'entretien conclus en 1855 pour la ligne du Midland portent que les portions de voie clissées seront entretenues moyennant un prix annuel inférieur de 53 livres par mille, soit 783 livres par kilomètre, au prix payé sur les parties établies dans le système ordinaire.

A côté de ces avantages considérables et constatés par une expérience décisive, l'éclisse présente un inconvénient grave et qu'on doit s'attacher à faire disparaître, ou du moins à atténuer le plus possible, si l'on veut que l'usage en devienne général. Cet inconvénient est le relâchement. Au bout d'un temps de service assez court, les éclisses prennent, par rapport au rail, sur certaines lignes, un jeu qu'on ne peut détruire qu'en serrant de nouveau les écrous. Ce serrage renouvelé fréquemment augmente les dépenses d'entretien; quand il n'est pas fait avec le plus grand soin, la voie se dégrade rapidement; et enfin, à force de le répéter, les pas de vis des boulons et des écrous s'usent et se détruisent réciproquement, et tout entretien devient impossible, à moins de changer les boulons, si ce n'est même les éclisses qui se sont ou voilées ou rompues.

Ce relâchement des éclisses a été pendant longtemps et est même encore attribué par plusieurs personnes au desserrage des écrous occasionné lui-même par les vibrations que détermine le passage des trains. On a,

en conséquence, proposé et appliqué divers moyens qui sont restés sans succès. On a essayé en Angleterre d'enduire les filets de l'écrou avec un mastic au minium; en Allemagne, on a ajouté sur quelques lignes un second écrou aux boulons : ces moyens ont échoué l'un et l'autre. Enfin on s'est avisé d'un moyen qui paraissait devoir être infaillible, on a substitué des rivets aux boulons (1). Le relâchement s'est encore fait sentir, et a été d'autant plus fâcheux qu'on n'avait plus de moyens de le combattre. L'insuccès de ce dernier moyen démontre d'une manière évidente que le desserrage des écrous n'est pas la vraie ou du moins la seule cause du relâchement des éclisses.

Cette cause est complexe, et l'on peut, selon nous, l'attribuer à trois faits principaux :

1° Insuffisance de la section des éclisses;

2° Insuffisance du nombre et du diamètre des boulons, ou mauvaise exécution des boulons;

3° Insuffisance de l'étendue des surfaces de contact ménagées entre les rails et les éclisses.

Admettons pour un moment l'existence réelle de ces trois faits (que nous allons nous attacher à démontrer par l'observation, par le calcul et par l'expérience), quelles en seront les conséquences? Les éclisses étant trop faibles, les flèches prises par elles sous les charges résultant du passage des véhicules seront trop fortes et entraîneront la rapide dislocation de l'assemblage; c'est là un fait général sur lequel il ne peut y avoir aucun doute, sans qu'il soit nécessaire d'analyser comment il se produit.

Les boulons étant trop faibles ou trop peu nombreux, eu égard aux tensions qu'ils ont à subir, s'allongeront

(1) Sur la ligne allemande de Géra à Weissenfels.

ou éprouveront dans leurs pas de vis, sur les faces de contact de leurs écrous ou de leurs têtes avec les éclisses, des écrasements partiels, et il en résultera inévitablement du jeu dans l'assemblage; ce dernier résultat se produira surtout si, les surfaces de contact dont nous venons de parler étant mal dressées, la pression de l'écrou ou de la tête sur l'éclisse ne s'exerce que par points isolés, et sur une surface trop faible pour y résister sans écrasement.

Enfin, si les surfaces de contact ménagées entre l'éclisse et les rails sont trop faibles, il y aura encore des écrasements réciproques, et par suite du jeu.

Les trois faits que nous venons de signaler sont des causes actives de relâchement des éclisses; on ne peut affirmer que ce soient les seules, mais ce sont au moins les plus graves, et il est certain qu'en les supprimant, on aura donné à l'éclisse des garanties considérables de durée et de bon service.

Nous allons donc nous occuper de faire voir qu'il y a réellement dans les éclisses employées jusqu'à ce jour :

1° Insuffisance de section;

2° Insuffisance dans le diamètre et le nombre des boulons;

3° Insuffisance des surfaces de contact entre le rail et l'éclisse.

Nous ne nous occuperons dans ce qui va suivre que des joints éclissés placés en porte à faux, c'est-à-dire avec rails à deux champignons. Nous verrons plus loin comment les conclusions obtenues s'étendent aux joints éclissés sur la traverse, employés dans les voies à rail Vignole.

1° Influence de section.

Si l'on se place en face d'un joint éclissé au moment du passage d'une lourde machine marchant à pleine vitesse, on est frappé de la flexion considérable que prend

parfois ce joint sous l'action des roues. Cette flexion est d'autant plus facile à observer et d'autant plus frappante, que celle des portées adjacentes est à peine sensible.

L'observation directe se trouve confirmée d'une manière complète par le calcul. M. Couche, dans son mémoire sur les chemins allemands (*Annales des mines*, 5e série, tome VII, § 240), a donné le calcul très-simple qui prouve cette insuffisance, et en a déduit la conséquence : qu'il y aurait prudence à augmenter la section des éclisses. Nous croyons qu'il y a même nécessité ; aussi nous présenterons le calcul sous une forme particulière propre à le faire ressortir.

Nous prendrons pour exemple les éclisses employées sur les voies à double champignon de la ligne du Nord.

Les portées de joint dans cette voie ont une longueur de 0m,60 ; les portées intermédiaires sont de 0m,90. Le rail pèse 37 kil. par mètre courant.

Dans ces conditions, en appelant :

I, le moment d'inertie de la section du rail,

V, la demi-hauteur du rail,

I' et V', les quantités correspondantes pour l'éclisse double, le rapport entre les résistances de la section du rail d'une part, et de la paire d'éclisses d'autre part, est donné par l'expression $\frac{I}{V} : \frac{I'}{V'} = \frac{IV'}{I'V}$.

Au Nord, $\frac{I}{V} = 0{,}0001423$, $\frac{I'}{V'} = 0{,}0000325$, d'où $\frac{IV'}{I'V} = 4{,}38$.

Ainsi, à égalité de distance des points d'appui, deux solides prismatiques, dont l'un aurait pour section celle des éclisses, l'autre celle du rail, présenteraient des résistances dont le rapport serait celui de 1 à 4,38 ;

autrement dit, le premier, avec une portée de 1 mètre, aurait la même résistance que le second avec une portée de 4^m,38, et par conséquent la portée de joint éclissée de 0^m,60 présenterait la même résistance que le rail avec une portée égale au produit de 4^m,38 par 0^m,60, soit 2^m,62. Ainsi lorsqu'on veut se rendre compte de la résistance du joint éclissé compris entre traverses distantes de 0^m,60, il faut la considérer *comme équivalente à celle du rail porté par des traverses espacées de* 2^m,62. Il est vrai que ce calcul suppose que dans la portée de joint tout entière la section est constante et égale à celle des éclisses ; mais cette hypothèse, qui serait fort éloignée de la réalité s'il s'agissait de la flèche, s'en écarte très-peu pour la résistance.

Cette évaluation du rapport des résistances fait ressortir d'une manière frappante la faiblesse de l'éclisse : quel est, en effet, l'ingénieur qui oserait faire porter un rail de 37 kil. par des traverses distantes de 2^m,62 ?

Afin de nous rendre compte de la valeur de ce calcul et d'établir par l'expérience les résistances comparées du rail et de l'éclisse, nous avons fait à l'usine de l'Horme, dans le courant de l'année 1858, divers essais dont les résultats sont consignés dans le tableau ci-après. — A l'aide d'un appareil à levier, nous avons chargé de poids croissants un rail du profil représenté Pl. VI, *fig.* 9. et qui est celui employé sur la section de Roanne à Nevers (1). Ce rail reposait sur deux appuis distants de 1 mètre ; les flèches, mesurées avec soin, ont été consignées dans la colonne n° 1.

On a ensuite essayé de la même manière le joint éclissé représenté par les *fig.* 1 et 2, les rails reposant

(1) C'est le dernier rail de la Cie d'Orléans, dit *rail du centre.*

sur des appuis distants de 1 mètre. Les flèches obtenues sont relatées dans la colonne n° 2.

TABLEAU A.

N° 1. — Rail sur appuis distants de 1 mètre.
N° 2. — Rails assemblés avec éclisses ordinaires, appuis distants de 1 mètre.

Longueur du grand bras de levier. . . . . . 6,16 } Rapport : 40
Longueur du petit bras de levier . . . . . . 0,154 }

Poids du levier ramené à son extrémité . . 130 } 184 kilogr.
Poids du plateau et de ses accessoires. . . . 54 }

POIDS placés à l'extrémité du levier.	PRESSION exercée au milieu des appuis.	FLÈCHES EN MILLIMÈTRES.		OBSERVATIONS.
		N° 1.	N° 2.	
0	0	0	0	
130	5.700	0,50	6.50	
184	7.360	0,75	12,00	
204	8.160	1,00	14.00	
224	8.960	1,25	16.50	
244	9.760	1,50	23,00	
264	10.560	1,75	30,00	
284	11.360	1,90	»	
304	12.160	2,00	»	
324	12.960	2,20	»	
344	13.760	2,30	»	
364	14.560	2,40	»	
384	15.360	2,50	»	
0	0	0,00 (a)	25,00 (a)	(a) Flèche permanente.
424	16.960	»	»	
464	18.560	»	»	
504	20 160	»	»	
544	21.760	»	»	
584	23.360	»	»	
624	24.9 0	»	»	
664	26.560	»	»	
724	28.960	»	»	
0	0	»	»	

Si l'on compare les chiffres des deux colonnes, on remarque d'abord que tandis que le rail a pu porter jusqu'à 15 tonnes sans éprouver de déformation permanente sensible, et en prenant des flèches sous charge qui n'ont pas dépassé $0^m,0025$, le joint éclissé était au contraire mis hors d'état de fonctionner dès la charge de 10 tonnes, puisqu'il avait pris sous cette charge une flèche permanente de $0^m,025$. Enfin, si l'on compare les flèches passagères prises par les deux solides sous les

mêmes charges, on voit que celles du joint éclissé sont à celles du rail sensiblement dans le rapport de 13 à 1.

Or pour un même solide, quand les portées varient, la charge restant constante, les flèches sont proportionnelles aux cubes des portées. Ainsi le rail avec une portée égale à $\sqrt[3]{13}$, soit 2^m,35, prendrait sous les mêmes charges des flèches 13 fois plus fortes que celles obtenues avec la portée de 1 mètre, c'est-à-dire des flèches précisément égales à celles prises par le joint éclissé avec cette même portée de 1 mètre. Autrement dit, sous le rapport des flèches, l'éclisse avec portée de 1 mètre est dans les mêmes conditions que le rail avec portée de 2^m,35. Par suite, avec portée de 0^m,60, elle sera dans les mêmes conditions que le rail avec portée de 2^m,35 $\times$ 0^m,60, soit 1^m,51.

La conclusion fournie par la mesure des flèches n'est donc pas tout à fait aussi défavorable que celle donnée plus haut par la comparaison des résistances transversales (1). Cependant elle accuse encore une infériorité notable, car une voie avec rail de 37 kil. et traverses distantes de 1^m,51, serait évidemment dans de très-mauvaises conditions, et ces conditions doivent être encore plus défavorables pour une portée de joint, pour peu qu'elle soit soumise à des chocs.

Nous pouvons donc considérer l'insuffisance de la section des éclisses comme suffisamment démontrée, si nous ajoutons que la cote de 0^m,60 est la limite extrême à laquelle on peut faire descendre la portée de joint dans le cas des éclisses.

Un fait qui ne laisse aucun doute sur cette insuffi-

---

(1) Cette différence est d'ailleurs toute naturelle, car la résistance transversale est fonction du rapport $\frac{I}{V}$, tandis que la flèche ne dépend que du moment d'inertie I.

sance, au moins dans certains cas, est le relâchement constaté des rivets des éclisses de la ligne allemande de Géra à Weissensfels (1). Il faut forcément en conclure un allongement permanent du rivet, ou au moins l'écrasement de la surface intérieure de la tête; ces deux phénomènes n'en font qu'un, du reste, car dans un boulon ou dans un rivet dont les dimensions sont calculées convenablement, l'allongement permanent de la tige doit avoir lieu à la même tension qui produirait l'écrasement de la tête ou des filets de la vis. Sous ce rapport, l'observation des boulons des éclisses qui ont déjà plusieurs années de service, démontre également l'insuffisance de leur diamètre; car on remarque dans la surface extérieure de l'éclisse, sous les têtes et sous les écrous des boulons, des impressions qui ont jusqu'à 1 millimètre de profondeur, en même temps que les filets de la vis sont dégradés et comme rongés. Il est à peine nécessaire d'ajouter que cette insuffisance du diamètre des boulons dans l'éclisse n'est pas un défaut accidentel, mais un vice inhérent à l'appareil tel qu'on l'emploie ordinairement, et qui résulte du jeu qu'il est nécessaire de laisser entre la saillie du boudin des roues et les angles des écrous.

2° Influence du diamètre des boulons.

Si l'on cherche à obtenir par le calcul la tension des

---

(1) Rien de semblable n'a été observé, après un service de trois à huit ans, sur le chemin du Nord français, qui a plus de 1.000 kilomètres éclissés en porte à faux, dont 600 sur des voies soumises à un trafic très-considérable et à un matériel très-lourd. Il y a seulement, peu de temps après la pose, un relâchement dû à la *mise en charge*. Il faut donc resserrer l'écrou; mais l'effet ne se reproduit plus. Il n'y a eu jusqu'à ce jour ni usure des filets, ni rupture ou même relâchement des boulons. Tout dépend, au surplus, de l'inclinaison des faces latérales du champignon. L'éclisse donne de mauvais résultats si on l'applique à des rails de profils inéclissables agissant comme des coins trop aigus. (*Note de la rédaction.*)

boulons, on arrive également à la conclusion que les diamètres employés généralement, et au-dessus desquels on ne peut guère s'élever, sont insuffisants.

Le calcul de la tension des boulons dans une éclisse ordinaire peut s'établir de la manière suivante (*fig.* 3) :

Soit 2 P la charge agissant verticalement sur le joint. Elle donne lieu à deux pressions égales à P sur chacun des coussinets voisins du joint; d'où il suit qu'on peut regarder l'éclisse comme encastrée horizontalement en son milieu, et les rails qui y sont assemblés comme soumis chacun à une force verticale P agissant de bas en haut, à la distance *c* du milieu de l'éclisse, si 2*c* est la distance comprise entre les deux coussinets. Le rail AB est donc en équilibre sous l'action de la force P et des réactions de l'éclisse (1). Ces réactions sont évidemment une force verticale R, dirigée de bas en haut dans la région A, et une force verticale Q, dirigée de haut en bas dans la région D Soit *m* le point d'application de la première, et *n* le point d'application de la seconde.

On peut faire diverses hypothèses quant à la position des points *m* et *n*. Si les boulons sont assez relâchés pour laisser un certain jeu entre le rail et l'éclisse, le rail se placera comme le fait une tige introduite dans un manchon d'un diamètre plus fort qu'elle, et qui, lorsqu'on exerce sur elle un effort transversal, le manchon restant fixe, ne se met en contact avec lui que par les bords *a* et *b* (*fig.* 4); c'est-à-dire que dans ce cas les forces R et Q seront contenues dans les plans verticaux passant par les points A et D, extrémités de l'éclisse et du rail. Si les boulons sont bien serrés et les contacts intimes, les pressions se

---

(1) En négligeant les réactions exercées en B par le prolongement du rail, ce calcul exagère la fatigue des éclisses et des boulons. (*Note de la rédaction.*)

répartiront sur une certaine longueur, et leurs résultantes respectives se rapprocheront des boulons.

La tension maximum des boulons correspond à l'hypothèse que les résultantes passent par leurs centres respectifs. En effet, la valeur absolue des forces A et Q d'où dépend cette tension, et qui font équilibre à la force P, sera d'autant plus grande que le bras du levier *mn* autour duquel elles agissent sera plus court, et celui de la force P plus long. Or la concentration de ces pressions au droit des boulons réduit le premier de ces bras de levier à son maximum et augmente le second, tandis que la concentration des pressions sur les bords de l'éclisse et du rail a le résultat inverse. Hâtons-nous de remarquer, toutefois, que dès que les boulons sont relâchés, il se produit des chocs entre l'éclisse et le rail, et, par suite, des accroissements de tension dans les boulons dont il est presque impossible de préciser la valeur.

On voit en même temps, sans aller plus loin, qu'il y a grand avantage à accroître le plus possible la distance des boulons, c'est-à-dire à rapprocher l'un du bord du rail, l'autre du bord de l'éclisse.

L'hypothèse de la concentration des pressions au droit des boulons étant la plus défavorable, c'est celle que nous admettons dans le calcul de leur tension.

Soit donc *a* et *b* (*fig.* 5), les distances respectives des centres des deux boulons au joint, on a évidemment les deux relations

$$P(c-b)=R(b-a) \quad P(c-a)=Q(b-a),$$

d'où

$$R=P\frac{c-b}{b-a} \qquad Q=P\frac{c-a}{b-a},$$

La plus grande de ces deux forces est évidemment la seconde R. Le deuxième boulon dans les éclisses en porte

à faux a donc plus de tendance à se desserrer, et devrait, à la rigueur, être d'un diamètre plus fort que le boulon voisin du joint. Il suffit dès lors, si l'on veut les avoir du même diamètre, de calculer la tension de ce dernier, tension résultant de la force Q.

Soit YOX (*fig.* 6) la coupe du rail et de l'éclisse par le plan vertical qui passe par l'axe du premie boulon *e* et qui contient la force Q. Le rail exerce de bas en haut une réaction égale et contraire à la force Q, et c'est cette réaction qui donne lieu à la tension des boulons.

Soient D et D' les deux points d'application des résultantes des pressions mutuelles entre le rail et l'éclisse; si l'on élève DA et D'A perpendiculaire sur l'élément du rail en ce point, qu'on prenne $AB = Q$, la force AB se décomposera en deux forces égales AC et AC', dont la valeur est $AC = AC' = \frac{AB}{2 \cos BAC}$;

Telle est la valeur de la pression exercée par le rail sur chacune des éclisses.

Soit α l'angle que fait la gorge du rail avec la verticale, on a $BAC = 90° - \alpha$, d'où, en remplaçant AB par sa valeur Q, on trouve AC, c'est-à-dire la pression du rail sur l'éclisse de droite $= \frac{Q}{2 \sin \alpha}$. Cette pression a deux composantes, l'une verticale, qui est détruite par la résistance de l'éclisse à la flexion ; l'autre horizontale, qui tend à écarter les deux éclisses et détermine la tension du boulon. Cette composante horizontale est évidemment $\frac{Q}{2 \sin \alpha} \cos \alpha = \frac{Q}{2 \operatorname{tang} \alpha}$.

Il se produit en outre au point D, entre l'éclisse et le rail, un frottement qui tend à réduire la tension des boulons. La pression au point D étant égale à $\frac{Q}{2 \sin \alpha}$,

le frottement suivant DF sera, f étant le coefficient du frottement, $\frac{fQ}{2 \sin \alpha}$.

Ce frottement donne lieu à une composante horizontale égale à :

$$\frac{fQ}{2 \sin \alpha} \cos \mathrm{FDD'} = \frac{fQ}{2 \sin \alpha} \sin \alpha = \frac{fQ}{2}.$$

L'action horizontale exercée par le rail au point D et tendant à écarter l'éclisse de droite est donc égale à $\frac{Q}{2 \operatorname{tang} \alpha} - \frac{fQ}{2}$. Une action égale a lieu sur l'éclisse de gauche, et comme ces deux forces se font équilibre par l'intermédiaire du boulon, la tension de ce dernier est égale à leur valeur commune. En substituant pour Q, sa valeur trouvée plus haut, on trouve par la tension

$$t = \frac{P(c-a)}{2(b-a) \operatorname{tang} \alpha} - f \frac{P}{2} \frac{c-a}{b-a} = \frac{P}{2} \frac{c-a}{b-a} \left(\frac{1}{\operatorname{tang} \alpha} - f \right).$$

Si l'on admet l'hypothèse de la concentration des pressions sur les extrémités de l'éclisse et du rail, il suffit de remplacer dans l'expression ci-dessus le rapport $\frac{c-a}{b-a}$ par le rapport $\frac{c}{l}$, l représentant la demi-longueur de l'éclisse. On trouve ainsi l'expression :

$$t' = \frac{P}{2} \cdot \frac{c}{e} \left(\frac{1}{\operatorname{tang} \alpha} - f \right).$$

Telles sont les deux valeurs de la tension développée dans les boulons d'une éclisse sous l'action d'une charge 2P placée sur le joint ; la seconde est, comme nous l'avons déjà dit, plus faible que l'autre, le rapport $\frac{c}{l}$ étant toujours plus petit que le rapport $\frac{c-a}{b-a}$.

On voit en même temps que les seuls moyens à em-

ployer pour réduire la tension des boulons sont, outre l'augmentation de leur diamètre, d'augmenter l, de diminuer c et a, et d'augmenter tang α : c'est-à-dire d'augmenter la longueur de l'éclisse, de diminuer sa portée, de rapprocher les trous respectivement des extrémités du rail et de l'éclisse, et d'augmenter l'inclinaison des gorges du rail (1).

Il faut d'ailleurs, si l'on se sert de la première formule qui suppose la pression concentrée au droit des boulons, ajouter à la tension résultant de l'action de la charge 2P, la tension *initiale* que développe dans le boulon le serrage fait à la clef par le cantonnier. Malgré toutes les précautions prises, on doit compter sur de fréquents excès de force déployés dans cette opération par les agents de l'entretien. On peut se rendre compte de l'importance de cet effet, à l'aide de la formule donnant l'effort Q transmis parallèlement à l'axe de la vis au moyen d'un effort R agissant tangentiellement à l'écrou. Cette formule est :

$$Q = R\left(\frac{r}{r'} \times \frac{2\pi r' - fh}{h + 2\pi r' f} + \frac{3r}{2r''} f\right);$$

(1) L'augmentation de la longueur est impossible, puisqu'il faudrait augmenter la portée qui est déjà trop forte; la diminution de la portée est de son côté impossible, à moins de rendre le barrage presque inexécutable; il est déjà difficile avec 0m,60 d'écartement. Les seuls moyens possibles sont donc le rapprochement des boulons aux extrémités et l'augmentation de l'inclinaison des gorges du rail. On a souvent négligé le premier dans la crainte de fendre les bouts du rail et de l'éclisse dans le perçage au poinçon. Dût-on faire usage du foret, il faut évidemment y recourir. Le grand écartement des boulons du milieu a d'ailleurs le grave inconvénient de permettre le voilement latéral des éclisses, et par suite la dénivellation des rails. C'est ce qui a conduit quelques ingénieurs à remplacer les deux boulons du milieu par un seul placé au joint : outre quelques inconvénients de détail, cette disposition a le défaut de doubler

R représente l'effort exercé à l'extrémité de la clef;
r le bras de levier de la force P, ou longueur de la clef;
r' le rayon moyen de la surface hélicoïdale de la vis en contact avec l'écrou;
h la hauteur du pas de vis;
r'' le rayon moyen de la surface de contact de l'écrou et de l'éclisse;
f le coefficient du frottement.

Si l'on applique cette formule à un boulon de $0^m,019$ de diamètre au corps, ayant conséquemment $0^m,016$ environ dans la partie filetée, et qu'on admette 15 kil. seulement pour l'effort musculaire représenté par R, qu'on suppose la longueur de la clef de $0^m,30$, et le frottement du fer sur le fer égal à $0^m,2$, on trouve que la tension initiale développée dans le boulon par le serrage, n'est pas moindre de 6 kilogrammes par millimètre quarré de section.

D'un autre côté, la valeur de 2P d'où dépend essentiellement la tension sous la charge, ne saurait être limitée à la charge maximum 14.000 kil. admise pour les essieux moteurs des machines les plus lourdes, laquelle correspond à 7.000 kil. pour la charge sur le

la tension par millimètre quarré dans ce boulon qui concentre sur lui seul le travail des deux boulons ordinaires du milieu. L'augmentation de l'inclinaison de la gorge du rail est une mesure très-efficace, mais elle a l'inconvénient de réduire encore la section, déjà si faible de l'éclisse, et de diminuer la résistance des champignons du rail à l'action d'écrasement des roues; d'ailleurs, elle est inapplicable sur les voies existantes, à moins d'entailler mécaniquement les congés du rail, comme on l'a fait d'après M. Couche (§ 234), en Wurtemberg et sur la ligne de Berlin à Francfort-sur-l'Oder, et comme on vient de le proposer de nouveau pour le réseau central d'Orléans. Le seul moyen qui reste est donc de répartir la tension t sur une section de boulon plus forte; mais là encore, on est limité par la saillie des boudins, à moins d'adopter la disposition d'éclisses que nous proposons.

joint; plusieurs causes bien connues tendent à lui faire dépasser cette limite.

En première ligne sont les déréglements passagers qui ont lieu dans la machine pendant la marche, et surtout les déréglements qui se produisent après un certain parcours. (Nous citerons comme exemple qui nous est personnellement connu, une machine d'un chemin de fer français réglée à 10 tonnes sur l'essieu moteur, et qui après 500 kilomètres de parcours, accusait sur les bascules 19 tonnes sur le même essieu!) Il peut en outre se produire aux joints des chocs qui tendent à accroître la charge dans un rapport qu'il nous est presque impossible d'apprécier; les flèches considérables prises par les éclisses sous le passage des véhicules, les plats que portent souvent les roues, l'action des contre-poids dont elles sont souvent munies, peuvent exagérer la valeur de 2P à un point qu'on se figurera aisément en se rappelant que la rupture des rails a lieu quelquefois en service; or la rupture d'un rail posé sur deux appuis distants de 1 mètre exige une charge statique d'au moins 25,000 kilogrammes au milieu de la portée.

On objectera que si la voie devait être établie pour faire face à de pareilles éventualités, il faudrait, par suite de la dépense, renoncer à lui donner la solidité nécessaire. Toutefois, sans baser le calcul des éclisses sur des charges de 25.000 kil. par roue, ce qui supposerait la charge statique de 7.000 kil. presque quadruplée par les causes accidentelles, on ne peut se dispenser, il nous semble, de calculer les éclisses en comptant sur des charges plus fortes que 7.000 kil., avec d'autant plus de raison que cette hypothèse n'entraîne pas, comme pour le rail dans les portées intermédiaires, des dimensions énormes, mais simplement

quelques précautions de détail dans la fixation des dimensions et du nombre des boulons, et dans le tracé de l'éclisse et du rail. De plus, lorsque le rail est d'une section trop faible, eu égard aux charges qu'il a à supporter, il n'en résulte que de légères flexions permanentes sans inconvénient sérieux pour la sécurité comme pour la locomotion; tandis que la faiblesse de l'appareil de joint entraîne son relâchement et devient ainsi la cause de chocs également fâcheux pour le mouvement des véhicules, et pour la conservation de l'appareil lui-même.

Pour donner une idée de l'importance de la question, nous avons fait, pour l'éclisse du chemin du Nord, le calcul de la tension des boulons sous l'action d'une charge *statique* 2P de 7.000 kil. seulement, en supposant successivement les boulons serrés à fond et relâchés.

Dans ces calculs, les données sont les suivantes :

$2P = 7.000$ kilogs.	$\alpha = 52°$
$c = 0^m,30$	$\tan \alpha = 1,23$
$b = 0^m,175$	$f = 0,2$
$a = 0^m,075$	$l = 0^m,225$

Le diamètre des boulons est de $0^m,019$ au corps, soit $0^m,016$ à la partie filetée.

Dans ces conditions, et en supposant les boulons serrés à fond, on trouve, à l'aide de la formule donnant t, que la tension résultant de la charge est de $12^k,06$ par millimètre quarré. En y ajoutant la tension initiale de 6 kil. calculée tout à l'heure, on arrive à un total de $18^k,06$.

Or, l'écrasement superficiel du fer et de son allongement permanent commencent sous une tension de 14 kil. par millimètre quarré. Il n'est donc pas nécessaire d'admettre des valeurs de 2P supérieures à la li-

mite de 7.000 kil. que nous nous sommes imposée, pour arriver à l'allongement du boulon et par suite au relâchement de l'éclisse.

Si l'on admet les réactions du rail et de l'éclisse appliquées aux extrémités de celle-ci, la formule à employer est celle qui donne la valeur t'; on trouve alors seulement $7^k,15$ par millimètre quarré sous une charge de 7.000 kil. Mais il faut remarquer aussi que cette hypothèse implique un serrage imparfait, et par suite un joint dans des conditions de résistance défectueuse.

Les calculs qui précèdent montrent que le relâchement des boulons des éclisses doit être en grande partie attribué à leur allongement permanent, et mettra conséquemment en défaut toutes les précautions prises pour empêcher le desserrage.

A ces conclusions de l'observation et du calcul, nous pouvons joindre les résultats de l'expérience directe. Dans les essais faits à l'usine de l'Horme, et qui sont consignés dans le tableau A (p. 295), on avait eu soin de serrer à fond, avant l'application de la charge, les boulons de l'éclisse et de repérer les angles de leurs écrous par des traits tracés à la surface extérieure de l'éclisse. L'essai étant terminé, on a essayé de resserrer les écrous et on a ainsi observé que les boulons extrêmes ont pu être resserrés de 1/6e de tour, et ceux du milieu de 1/4. Le pas de vis étant de $0^m,025$, on voit que l'allongement (ou l'écrasement des filets ou de la tête équivalent à un allongement) a été pour les deux premiers de $0^m,004$ environ, et pour les deux autres de $0^m,006$ environ. Ces allongements se sont produits sous la charge de 10 tonnes qui avait entraîné la déformation de l'éclisse. Or, une charge de 10 tonnes avec un 1 mètre de portée, équivaut à une charge de 15 tonnes avec une portée de $0^m,60$.

Les preuves que nous venons de rapporter, ne laisseront, nous le pensons, aucun doute sur la réalité de l'allongement permanent des boulons d'éclisses sous des charges peu supérieures aux pressions prévues sous les roues des machines, et qui sont souvent atteintes en service par suite des chocs et des autres circonstances énumérées plus haut. On voit en même temps combien l'entretien serait facilité, si cette cause de relâchement était éliminée; car n'ayant plus à lutter que contre le desserrage des écrous provenant des vibrations, on ne manquerait pas de procédés simples et efficaces pour s'y opposer.

L'observation directe donne de ce fait une preuve convaincante.

3° Insuffisance de la surface de contact ménagée entre le rail et l'éclisse.

Si l'on examine des rails et des éclisses déposés après un certain temps de service, on remarque dans le rail, à la gorge du champignon *inférieur* (fig. 7), des impressions *a* correspondantes à l'extrémité *inférieure* de l'éclisse, impressions dont la largeur est égale à celle de la zone de contact du rail et de l'éclisse, dont la longueur, assez variable, ne dépasse guère 50 à 55 millimètres, et dont la profondeur va souvent jusqu'à 2 et 3 millimètres; quant à l'éclisse, sa portée supérieure, à l'endroit du joint, est également creusée en *bb*, assez profondément par le bord correspondant du rail (fig. 8).

On doit conclure de ce fait, que la pression mutuelle du rail et de l'éclisse peut être localisée dans une région voisine des extrémités, et assez peu étendue pour que l'écrasement réciproque des surfaces en soit la conséquence. Cet effet se produira d'autant plus facilement, que la zone de contact s'étendra sur une plus faible portion du profil transversal du rail. Or, ces points, dans l'éclisse ordinaire, se bornent aux gorges des deux

champignons et sont trop peu nombreux pour rendre l'écrasement impossible. C'est le relâchement des boulons qui amène ces impressions réciproques, puisqu'il permet au contact de s'établir seulement sur les extrémités des rails et des éclisses. En outre, ces impressions, une fois formées, deviennent à leur tour une cause active de relâchement.

Nous avons insisté longuement sur les trois inconvénients de détail que présentent les éclisses ordinaires, inconvénients qui concourent à un seul et même résultat, le relâchement, afin de faire comprendre les avantages d'un système différent d'éclissage, qui vient d'être essayé sur la section de Roanne à Nevers, par les ordres de M. Bazaine, ingénieur en chef de ce chemin, sur une longueur de 4 kilomètres aux abords de la station de Roanne.

1° Accroissement de la section.

Ce système, représenté *fig.* 9, 10, 11 et 12, a été imaginé en 1850 par M. Robert Dokray, alors ingénieur en chef du chemin de fer des Eastern Counties, qui l'avait proposé sous la forme peu pratique représentée *fig.* 13 (1). Aucune application n'en fut faite en Angleterre, où ses avantages ne furent pas compris. Frappé des inconvénients des éclisses ordinaires, nous avons proposé à notre tour cette disposition sans avoir eu connaissance des études auxquelles elle avait donné lieu, et nous avons été autorisé à en faire l'essai. Quoique l'application en soit encore très-récente, la seconde voie de Roanne, sur laquelle elle est faite, n'étant encore parcourue que par des trains de ballast, on peut déjà juger de ses avantages. Nous allons chercher à les faire apprécier.

---

(1) Le dessin original, signé par M. Dockray, est depuis peu de temps en notre possession. (*Note de l'auteur.*)

La paire d'éclisses, représentée *fig.* 9, a une section, une hauteur et un moment de résistance beaucoup plus forts que ceux du rail. On pouvait donc présumer que les flèches d'un joint éclissé dans ce système seraient plus faibles, à portée égale, que celles données par le rail, ou tout au moins égales. C'était là, en effet, le résultat qui était principalement à rechercher. Mais il ne faut pas oublier que, dans un assemblage de ce genre, il y a, entre les pièces qui le constituent, un jeu inévitable, d'où résulte sous les charges un abaissement qui vient s'ajouter à la flèche propre de ces pièces. C'est ce que l'expérience a mis en relief d'une manière frappante. Le joint éclissé avec portée d'un mètre, soumis à des charges croissantes, a donné les flèches relatées au tableau B, dans la colonne n° 1, et qui correspondent aux mêmes charges que celles portées au tableau A. On y reconnaît sur-le-champ : d'abord, que le joint éclissé dans ce système peut subir sans déformation permanente sensible des pressions de 25 tonnes, et plus; que les flèches passagères sont très-inférieures à celles qui figurent au tableau A, colonne 2, et qui ont été données par le joint éclissé ordinaire; leur rapport est environ :: 1 : 7. Ces mêmes flèches s'écartent un peu de celles du rail sans leur être cependant beaucoup supérieures sous les faibles pressions; mais à la pression de 10^t,560, elles deviennent doubles de celles du rail (Voyez tableaux A et B). Cette différence ne peut être due qu'au jeu inévitable des pièces de l'assemblage.

Quoi qu'il en soit, on pouvait se demander quel écartement il conviendrait de donner aux supports du joint éclissé pour que les flèches fussent identiques à celles du rail. En appelant f la flèche du rail, f' celle du joint éclissé sous la même charge, et x la portée

cherchée, on a la proportion :

$$f : f' :: x^3 : 1, \quad \text{d'où} \quad x = \sqrt[3]{\frac{f}{f'}}.$$

Or, si l'on compare les flèches prises par le rail et le joint éclissé sous une même charge, par exemple $10^t,560$, et qui sont données par les tableaux A et B, on trouve que $\frac{f}{f'} = 0,50$, d'où $x = \sqrt[3]{0,50} = 0,79$, soit 0,80 en nombres ronds. Nous avons donc fait l'essai du joint éclissé avec portée de $0^m,80$. Les flèches obtenues sont données dans la colonne n° 2 du tableau B. On voit qu'elles sont, sous les fortes pressions, presque identiques à celles du rail, avec portée de 1 mètre, et qui sont relatées au tableau A, colonne 1.

TABLEAU B.

N° 1. — Éclisses à grande section, appuis distants de .... $1^m,00$
N° 2. — *Id.* .... *Id.* .... $0^m,80$

Longueur du grand bras de levier..... $6^m,16$ } Rapport : 40
Longueur du petit bras de levier ...... $0^m,154$ }
Poids du levier ramené à son extrémité. 130 } 184 kilogr.
Poids du plateau et de ses accessoires... 54 }

POIDS placés à l'extrémité du levier.	PRESSION exercée au milieu des points d'appui.	FLÈCHES EN MILLIMÈTRES. N° 1.	N° 2.	OBSERVATIONS.
130	5.200	0,50	»	
184	7.360	1,50	1,20	
204	8.160	2,00	1,40	
224	8.960	2,50	1,60	
244	9.760	3,00	1,80	
264	10.560	3,25	2,00	
284	11.360	3,50	2,20	
304	12.160	4,00	2,40	
324	12.960	4,25	2,60	
344	13.760	4,50	2,80	
364	14.560	5,00	3,00	
384	15.360	5,50	3,20	
0	0	1,50 (a)	1,00 (a)	(a) Flèche permanente.
424	16.960	6,50	3,60	
464	18.560	7,50	4,00	
504	20.160	8,00	4,40	
544	21.760	9,25	4,80	
584	23.760	10,25	5,20	
624	24.960	10,90	5,80	
664	26.560	11,50	6,20	
724	28.960	11,50	7,20	
0	0	1,50 (a)	3,00	(a) Flèche permanente.

On voit donc qu'on aurait pu obtenir une voie parfaitement uniforme comme résistance, en donnant $0^m,80$ aux portées de joint, et 1 mètre aux intermédiaires. Pour plus de sûreté, nous n'avons donné à Roanne que $0^m.65$ aux portées de joint. Aussi, sous le passage des plus lourdes machines, aucun mouvement sensible ne s'y manifeste, ce qui est, sans contredit, une garantie réelle de durée pour les joints.

Quelques personnes révoquent en doute la nécessité, que nous croyons démontrée, d'accroître la section des éclisses ; elles se fondent sur ce fait d'expérience que les éclisses actuelles ne cassent que très-rarement en service. Si ces ruptures n'ont pas lieu, cela tient uniquement, selon nous, à ce qu'il se produit sous les charges un relâchement de tout le système, de telle sorte que les rails assemblés portent presque toute la charge. Des éclisses ordinaires assemblées d'une manière qui rendrait le relâchement impossible, seraient très-exposées à la rupture. D'ailleurs, s'il n'y a pas rupture, il y incontestablement, dans plusieurs cas, relâchement, et tous les inconvénients qui en découlent.

Nous avons donné aux boulons de la rangée supérieure le diamètre de $0^m,023$, qui est le maximum qu'il puisse atteindre. Mais cet accroissement serait encore insuffisant si les boulons inférieurs ne venaient pas, comme nous allons le démontrer, au secours des boulons supérieurs.

Le calcul de la tension des boulons dans une éclisse enveloppante peut s'établir d'une manière tout à fait analogue à la marche suivie pour l'éclisse ordinaire.

On remarque seulement (*fig.* 14) :

1° Que la tension développée dans le boulon voisin du joint sera sensiblement nulle, attendu que le rail

s'appuie en A sur un élément de surface horizontale : ce boulon se trouve donc à l'abri de tout relâchement par le fait d'un allongement permanent,

2° La composante horizontale qui a lieu en D, et dont l'expression sera exactement la même que celle obtenue plus haut pour l'éclisse ordinaire (*t* ou *t'*, suivant qu'on supposera les boulons serrés à fond ou relâchés), cette composante horizontale se partagera entre les deux boulons, supérieur et inférieur, voisins du joint. Si ces deux boulons ont leurs centres sur la même verticale, le partage de la tension totale se fera en raison inverse des deux longueurs *op* et *om* (*fig.* 15), distances des axes de ces boulons aupoint d'application de la composante horizontale qu'il s'agit de partager. Les sections devront être en raison inverse de ces distances, si l'on veut que la tension par millimètre quarré soit la même dans les deux.

On voit en même temps ressortir l'avantage le plus réel peut-être qui appartienne à cette disposition d'éclisses, et qui est de réduire de moitié la tension par millimètre quarré dans les boulons extrêmes, sans augmenter leur diamètre (ce qui est rendu presque impossible par la saillie des boudins). Ainsi, en nous rapportant aux calculs faits plus haut (page 14), et en supposant l'éclisse ordinaire du Nord remplacée par une éclisse enveloppante qui aurait, du reste, la même longueur, les trous percés aux mêmes distances et les boulons du même diamètre, la tension par millimètre quarré sous une charge 2P = 7.000 kil. serait réduite dans les boulons de $12^{k},06$ à $6^{k},03$; et en supposant la charge 2P plus forte que 7.000 kil., on aurait une marge assez considérable avant d'en venir à l'allongement permanent, même en tenant compte de la tension initiale de 6 kil. due au serrage. Il serait facile, d'ail-

leurs, en augmentant les diamètres des boulons et en les rapprochant des bords, de les mettre dans des conditions encore meilleures. C'est ce que nous avons fait dans les éclisses de Roanne, où l'écartement des boulons voisins du joint est réduit à $0^m,090$ au lieu de $0^m,150$, cote adoptée pour les éclisses du Nord.

Il était important de vérifier expérimentalement si cet accroissement de la section des boulons, et cette amélioration de leurs espacements avaient les bons effets qu'on s'en était promis. C'est ce que les essais faits à l'usine de l'Horme (tableau B) ont démontré d'une manière complète. Nous nous sommes servi du même procédé, qui consiste à mesurer l'allongement des boulons au moyen du nombre de tours ou fractions de tours qu'on peut faire faire à leurs écrous après l'enlèvement de la charge. On a pu constater ainsi qu'après avoir subi une charge de 28.960 kil. en son milieu, le joint éclissé avait si peu souffert que les allongements des boulons du haut étaient : pour ceux du milieu, 1/12 de pas, soit $0^m,002$ (le pas étant de $0^m,005$); pour les deux extrêmes, 1/24 de pas, soit $0^m,001$ pour l'un, et 1/16 de pas, soit $0^m,0015$ pour l'autre. Il faut rapprocher ce résultat de celui donné par l'éclisse ordinaire, dont les boulons présentaient des allongements de $0^m,004$ et $0^m,006$ après l'action d'une charge de 10.560 kilog. seulement. Quant aux boulons inférieurs, on a pu resserrer leurs écrous, l'un d'un tour, l'autre de trois quarts. Mais ce résultat tient à ce que, sous ces énormes charges, les éclisses enveloppantes s'étaient légèrement voilées; de sorte que vers la fin de l'essai les deux ailes inférieures s'étaient rapprochées, au lieu de mettre en jeu, par leur tendance à l'écartement, la résistance des boulons inférieurs. Quoi qu'il en soit, il est à croire, vu la petitesse des allon-

gements observés et l'énormité des pressions qui les ont occasionnées (1), que les boulons des éclisses posées à Roanne auront une tendance au relâchement beaucoup moindre que ceux des éclisses ordinaires, et que l'observation confirmera les prévisions tirées du calcul et de l'expérience préalable.

L'augmentation de l'étendue des surfaces de contact ménagées entre le rail et l'éclisse est encore un résultat heureux qui résulte de la forme adoptée pour les éclisses enveloppantes, et de leur application sous le champignon inférieur. Ici une objection se présente, que nous nous étions faite, et que l'expérience a levée d'elle-même. La difficulté, l'impossibilité même d'obtenir par le laminage des profils de rail et d'éclisses assez constants pour que les contacts aient lieu aux trois points *a*, *b* et *d* (*fig.* 9), est tellement connue que, pour nous mettre à l'abri de toute difficulté à cet égard, nous avions ménagé, comme le représente le dessin, un jeu entre le rail et l'éclisse, sous le champignon inférieur. Or on a reconnu à la pose que quel que soit le profil du rail et de l'éclisse, en faisant pivoter cette dernière autour d'un arc horizontal, on parvient à faire glisser ses deux portées le long des congés du rail sans s'en écarter, jusqu'à ce que la partie inférieure vienne à son tour en contact avec la surface du champignon; de sorte que les trois contacts sont toujours réalisables en pratique; il en résulte seulement une certaine inclinaison des deux éclisses par rapport à l'axe du rail, par suite de laquelle les ailes inférieures convergent légèrement l'une vers l'autre, au lieu de rester parallèles comme

---

(1) Il faut remarquer que 28.960 kil. avec portée de 1 mètre représentent plus de 42.000 kil., avec l'écartement de $0^m,65$ qui a été donnée aux traverses de contre-joint.

l'avait prévu le dessin ; mais cette obliquité n'a aucun inconvénient pratique, pourvu que le jeu réservé entre ces deux ailes soit suffisant. C'est là, pour le dire en passant, un avantage (1) qui est exclusivement propre à ce système et qui n'appartient pas, par exemple, au coussinet éclisse. Ce dernier reposant sur une traverse, les faces inférieures de ses deux moitiés sont forcément dans le prolongement l'une de l'autre et ne peuvent prendre aucune obliquité par rapport à l'axe du rail : les deux moitiés du coussinet ayant ainsi une position fixe relativement au rail, il devient impossible d'établir les trois contacts. Il en résulte, comme on sait, le grave inconvénient du *martelage*, occasionné par le jeu laissé forcément entre le champignon inférieur et le patin du coussinet. L'éclisse enveloppante est au contraire, et par suite de sa position en porte-à-faux, entièrement à l'abri de cet inconvénient, tout en donnant au champignon inférieur un soutien qui n'existe pas dans l'éclisse ordinaire. Cette absence de soutien est un des plus graves défauts de cette dernière ; le rail, sous l'action de la charge, se *coince* entre les deux éclisses, les voile latéralement, et s'abaisse au-dessous du niveau du rail contigu, d'où résultent des dénivellations et, par suite, des chocs au passage des roues.

Quoi qu'il en soit, l'augmentation des surfaces de contact entre le rail et l'éclisse, jointe au relâchement plus difficile des boulons, est de nature à prévenir les impressions et écrasements réciproques qui se produisent dans l'éclisse ordinaire et qui ont de si fâcheux résultats.

---

(1) Cet avantage est contestable ; l'expédient indiqué a, en effet, pour résultat de faire porter le rail sur une arête de l'éclisse. (*Note de la rédaction.*)

Tels sont les avantages principaux qui paraissent devoir appartenir à ce nouveau système d'éclisses. Il faut attendre les résultats de l'essai en grand qui vient d'être commencé ; mais tout porte à croire qu'ils seront satisfaisants, et que les joints de ce système seront meilleurs et se maintiendront plus longtemps que ceux de la voie ordinaire. A ces avantages, s'en joignent quelques autres qui, pour être indirects, n'en seront pas moins importants. Les portées de joint pouvant, d'après les essais du tableau B, aller jusqu'à $0^{m},80$ sans être inférieures comme résistance aux portées intermédiaires, on pourra arriver sans peine à la constance des espacements de traverses, condition très-importante pour assurer l'égalité d'assiette, d'où dépendent principalement la bonté et la durée de la voie. — Les joints ayant plus de résistance et n'étant plus sujets aux mouvements de flexion et de charnière qu'ils éprouvent dans les voies à coussinets et à éclisses de petite section, les traverses n'auront plus la même tendance à se débourrer, et l'entretien se ressentira également de la diminution de main-d'œuvre qui en résultera.

Enfin la pose a déjà démontré l'existence d'un autre avantage également précieux, c'est la suppression presque complète des jarrets dans les courbes. Ces jarrets sont très-sensibles sur certaines voies à coussinets de joint ou même éclissées, dès que le rayon de la courbe est un peu faible ; la cause en est due, avec le coussinet de joint, à la compressibilité du coin en bois, et avec l'éclisse, à l'insuffisance de la roideur des éclisses dans le sens horizontal, d'où résulte leur voilement dès que l'on essaye, par le serrage des boulons, d'amener les deux rails assemblés à une coïncidence exacte. Dans les joints avec éclisses enveloppantes, au contraire, la section, et par suite la roideur de ces pièces étant supé-

rieure à celle des rails, le serrage des boulons permet de *rappeler* les deux rails contigus d'une manière complète et d'assurer la coïncidence exacte de leurs extrémités. Ainsi remarque-t-on une continuité parfaite dans les zones brillantes laissées à la surface des rails par le passage des véhicules. Dans les voies ordinaires, au contraire, ces zones éprouvent presque toujours, en passant d'un rail au suivant, un déplacement très-étendu : elles sont la plupart du temps rejetées d'un bord du champignon à l'autre (*fig.* 16), de *ab* à *cd*, ce qui indique que les roues, en passant sur le joint, changent brusquement de rayon de roulement, d'où doivent résulter des secousses et des effets de glissement très-fâcheux au point de vue de la douceur de la locomotion et de la résistance à la traction.

La seule objection de pratique qu'on puisse faire, selon nous, à ce système, se fonde sur l'écartement laissé à dessein (page 23) entre les ailes inférieures *cf*, *c'f'* (*fig.* 9). Il est à craindre que, par suite, ces ailes ne viennent à vibrer et à ébranler rapidement les écrous des boulons. Pour y remédier, nous avons intercalé entre ces deux ailes une *bande de feutre* destinée à amortir les vibrations. L'expérience seule peut apprendre si cette disposition est motivée et efficace (1).

---

(1) Un moyen plus sûr d'empêcher ces vibrations consisterait à employer la disposition représentée *fig.* 17, 18 et 19.

Les deux boulons du bas sont remplacés par cinq rivets; les ailes inférieures étant mises en contact; le profil intérieur des deux éclisses est tel que lorsqu'elles sont rivées l'une contre l'autre; l'espace réservé entre leurs portées de contact avec le rail est un peu plus faible que l'épaisseur du rail dans les points correspondants de son profil. Le région *c* (*fig.* 17) présente une épaisseur de 10 millimètres seulement : en outre, les bords extrêmes des éclisses, dans les portées de contact, sont arrondis à la lime, de manière à laisser une *entrée* con-

Il nous reste à donner un aperçu de la dépense entraînée par ce système, et qui n'est pas, quoique sensible, une objection sérieuse à son emploi. Nous la comparerons à celle de l'éclisse ordinaire. En supposant d'abord que les espacements, et par suite, les nombres des traverses restent les mêmes, cette comparaison s'établit ainsi :

Prix d'un joint de voie simple éclissé dans le système ordinaire.

	fr.
2 paires d'éclisses à 9 kil. l'une, valant 40 fr. les 100 kil.	7,20
8 boulons avec écrous à 6k,65 l'un, valant 80 fr. les 100 k.	4,20
Total.	11,40
Soit par mètre courant de voie simple, en supposant les rails de 6 mètres.	1,90

---

venable (*fig.* 18). La pose se ferait de la manière suivante : la paire d'éclisses étant rivée d'avance, pour assembler un rail déjà posé avec le rail contigu, on introduit son extrémité libre entre les mâchoires de l'éclisse, et on chasse celle-ci au moyen d'un marteau *ad hoc*, en profitant de l'entrée réservée et de la flexibilité de la partie *c*. On devra pousser l'éclisse jusqu'à ce que l'extrémité libre du rail dépasse un peu ses bords. Cela fait, on place le rail suivant dans les coussinets à la suite du rail déjà posé; puis, à l'aide d'une chasse, on repousse l'éclisse sur ce rail de manière à ce que le joint se trouve au milieu de sa longueur et que les trous se correspondent. On passe ensuite les boulons et les écrous. La dépose se ferait d'une manière analogue, en reproduisant les mêmes opérations en ordre inverse.

On aurait par ce procédé un appareil de joint évidemment fort peu sujet au dérangement et très-durable; la seule condition, pour que la pose décrite plus haut puisse se faire, est de donner 0m,35 de longueur environ à l'éclisse avec une portée de joint de 1 mètre.

On aurait un résultat encore plus satisfaisant, en faisant l'éclisse d'une seule pièce par la réunion des deux ailes inférieures en une seule. Le laminage pourrait en être opéré comme celui des tubes en fer creux ou des coussinets en fer, c'est-à-dire en fabriquant d'abord la barre avec les deux mâchoires ouvertes et les refermant ensuite à chaud sur un mandrin très-exact, par le moyen de la presse ou du laminoir.

	fr.
2 paires d'éclisses à 14 kil. l'une, valant 44f les 100 kil. (1).	12,30
8 boulons de 0k,65 } 4 boulons de 0k,25 } 6k,20 à 80 fr. les 100 kil.	4,95
Total.	17,25
Soit par mètre courant de voie simple, en supposant les rails de 6 mètres.	2,87

Prix d'un joint de voie simple éclissé dans le système à grande section.

C'est donc un surcroît de dépense de 1 fr. environ par mètre courant de voie, ou de 2.000 fr. par kilomètre de voie double.

Si l'expérience apprend qu'on peut supprimer une traverse en employant les éclisses à grande section, l'avantage sous le rapport du prix resterait à ce système. En effet, le prix d'un joint éclissé, dans le système ordinaire, s'établirait ainsi :

	fr.
1 traverse intermédiaire.	5,75
2 coussinets intermédiaires, pesant 9 kil., à 25f les 100 kil.	4,50
2 coins.	0,30
4 clavettes.	0,70
2 paires d'éclisses (comme plus haut).	7,20
8 boulons (comme plus haut).	4,20
Total.	22,65
Soit par mètre courant de voie simple.	3,77
le prix du joint à grande section restant toujours de. . .	2,87

ce serait donc une économie de 0f,90 par mètre courant, soit 18 fr. par kilomètre, que l'on réaliserait.

Nous avons dit plus haut que les conclusions auxquelles nous sommes arrivé, touchant les éclisses en porte-à-faux des rails à deux champignons, pouvaient s'étendre aux éclisses sur traverses employées avec le rail Vignole. L'expérience et le calcul vont nous rendre cette extension très-facile.

D'abord en se plaçant à un point de vue purement théorique, il a été démontré d'une manière concluante par M. Couche dans son mémoire déjà cité (§ 227, page 130), qu'à égalité d'écartement des traverses, le

(1) Ces prix sont ceux de l'époque à laquelle a eu lieu la commande; ils sont beaucoup plus faibles aujourd'hui.

joint en porte-à-faux est dans les mêmes conditions de travail que le joint sur traverse. Sans entrer dans le détail de cette démonstration, il suffit d'en rappeler le fait essentiel, qui est celui-ci : Si l'on considère un solide continu AB (*fig.* 20) reposant sur plusieurs appuis équidistants *a*, *b*, *c*,.... et soumis à l'action d'une charge *qui peut occuper successivement tous les points de sa longueur;* si l'on admet que sur ces différents points d'appui, le solide puisse être considéré comme encastré, l'effort maximum des fibres extrêmes sera représenté proportionnellement : au droit des appuis, par le nombre 148, et au milieu des portées par le nombre 125. Si on admet que chaque portée puisse être considérée comme encastrée à un bout et posée librement à l'autre, l'effort maximum au droit des appuis sera représenté par 192,4, et au milieu des portées par le nombre 156. Si enfin la portée était simplement *posée* aux deux bouts, l'effort, nul au droit des appuis, atteindrait au milieu le nombre 250.

Il s'ensuit que c'est seulement dans cette dernière hypothèse qu'il y aurait avantage à placer le joint sur un appui, et que dans les premières il y aurait au contraire avantage à le placer en porte-à-faux. Mais comme en pratique ces hypothèses sont à peu près également admissibles et se réalisent successivement, par suite de la mobilité des traverses, suivant que deux portées consécutives sont ou non chargées symétriquement, il y a indifférence complète à placer le joint en porte-à-faux ou sur un appui.

L'expérience confirme ces remarquables calculs : les éclisses des voies Vignole allemandes sont tout aussi relâchées, souvent même plus, que les éclisses en porte-à-faux des chemins de fer anglais; ce qui tient aussi, du reste, à la longueur des portées de joint des voies allemandes, qui n'ont généralement pas moins

de $0^m,75$, au lieu de $0^m,60$, chiffre adopté avec les éclisses en porte-à-faux.

L'insuffisance des boulons est également avérée sur plusieurs voies allemandes, où l'emploi des doubles écrous est resté sans succès. Aussi, pour y remédier, a-t-on porté ce diamètre, sur la ligne de Cologne à Bingen (chemin rhénan), jusqu'à 1 pouce prussien, soit $0^m,026$.

L'insuffisance des portées de contact y est également démontrée par la présence des impressions réciproques sur les éclisses et les rails qui ont fait un service un peu prolongé.

Nous croyons que le seul remède à ces graves inconvénients serait d'accroître simultanément la section, et surtout la *roideur* de l'éclisse, le diamètre et le nombre des boulons, et enfin l'étendue des surfaces de contact.

NOTE.

Afin de vérifier si la comparaison fournie par le calcul (p. 296) était d'accord avec l'expérience, nous avons fait, aux usines de l'Horme et de Fourchambault, l'essai à la flexion du joint éclissé avec portée de $0^m.60$ et du rail avec portée de $1^m,51$. Les flèches sont consignées dans le tableau suivant :

TABLEAU C.

N° 1. — Éclisses ordinaires; appuis distants de . . . . . . $0^m,60$
N° 2. — Rail ordinaire; appuis distants de . . . . $1^m,51$

PRESSIONS exercées au milieu des points d'appui.	FLÈCHES EN MILLIMÈTRES.		OBSERVATIONS.
	N° 1.	N° 2.	
7.360	1,50	1,75	Le joint éclissé a été chargé au moyen de l'appareil à levier.
8.160	1,90	2,00	
8.960	2,30	2,25	Le rail a été chargé à l'aide de poids appliqués directement.
9.760	2,50	2,75	
10.560	2,80	3,50 (a)	(a) A partir de la charge de 10.560, le rail se déverse latéralement.
11.360	3,20	4,25	
12.160	3,60	5,00	
12.960	4,00	5,75	
13.760	4,75	8,25	
14.560	5,50	11,25	
15.360	6,50	17,50	
0	4,00 (b)	12,00 (b)	(b) Flèches permanentes.
18.560	10,50	»	(c) Les rails se touchaient, ce qui explique le peu d'accroissement de la flèche.
23.560	12,00 (c)	»	
0	8,00 (d)		(d) Flèche permanente.

En comparant entre eux les chiffres de ces deux colonnes, on voit que le fait annoncé de l'égalité de résistance à la flexion se vérifie à très-peu près, dans la limite des charges qui n'ont pas amené le déversement du rail, et par suite un accroissement notable des flèches. Cette tendance au déversement tient à la grande distance des points d'appui et au mode d'application de la charge qui, par sa nature, n'était pas exempte de secousses. En comparant les chiffres de la colonne 1 à ceux de la colonne 2 du tableau B, on en voit résulter une supériorité sensible en faveur de l'éclisse à grande section avec portée de $0^m,80$. Il y a, il est vrai, peu de différences entre les flèches dues aux faibles charges, ce qui tient à ce que les abaissements dans ce cas sont dus, presque en totalité, au jeu inévitable de l'assemblage, la flexion propre des pièces y entrant pour très-peu de chose. Mais sous la charge de 18.560 kilog., l'éclisse ordinaire prend $10^{mm},5$ de flèche, et, après une charge de 23.760 kilog., garde une flèche permanente de $0^m,008$, tandis que sous la charge de 18.560 kilog., l'éclisse à grande section ne prend que $0^m,004$ de flèche, et, après 28.960 kilog., sa flèche permanente est de $0^m,003$ seulement. On voit donc que si l'éclisse ordinaire ne subissait jamais de pressions supérieures à 7 ou 8 tonnes, elle serait suffisamment résistante, mais que l'action d'une charge souvent de plus de 15 tonnes, charge inévitable dans la pratique, suffit pour la désorganiser, et ne laisse au contraire sur l'éclisse à grande section que des traces insensibles de son passage.

NOTE

SUR LA STATISTIQUE MINÉRALE DE L'EMPIRE D'AUTRICHE.

(Extrait par M. J. CALLON,
ingénieur en chef, professeur à l'École des mines.)

Le ministère des finances de l'empire d'Autriche, dans les attributions duquel est placé le service des mines, a publié en 1857, sous le titre de *Der Bergwerks Betrieb im Kaiserthum Oesterreich im Jahre* 1855, un résumé analogue au compte rendu des travaux des ingénieurs des mines, que publie en France le ministère de l'agriculture, du commerce et des travaux publics.

Ce résumé, qui se rapporte à l'année 1855, renferme, indépendamment de quelques renseignements succincts sur l'état de l'industrie minérale dans les diverses provinces de la monarchie, une série de tableaux statistiques, dont plusieurs ont paru de nature à pouvoir être insérés utilement dans les annales des mines.

Pour que ces documents pussent être consultés avec plus de fruit, on a cru devoir exprimer en mesures françaises les divers résultats numériques qu'ils présentent.

On a adopté pour cette transformation les données suivantes :

1 florin = 60 kreutzer.	= 2f,625
1 kreutzer.	= 0f,04366
1 centner = 100 livres.	= 56k,001
1 livre de Vienne.	= 0k,560012
1 marc.	= 0k,2800061
1 loth = $\frac{1}{32}$ de livre.	= 0k,0175
1 quentchen = $\frac{1}{4}$ de loth.	= 0k,004375

Les diverses matières extraites des mines, ou fabriquées par les usines, sont classées dans ces tableaux en trente catégories, pour lesquelles on donne la quantité produite dans chacun des districts minéralogiques, la valeur totale correspondante, et la valeur moyenne de l'unité de compte pour toute la monarchie. Un tableau récapitulatif les résume et fait connaître la valeur totale produite par l'industrie minière et métallurgique en 1855.

Un tableau spécial est affecté aux produits des salines.

Un autre donne le nombre des ouvriers employés dans les divers établissements de la monarchie.

Enfin un dernier résume la consistance de ces mêmes établissements, en indiquant le nombre des appareils d'extraction, d'épuisement, de préparation mécanique, et de traitement métallurgique qui y sont installés.

Il est à désirer que des données semblables soient publiées pour les années suivantes. Elles permettront d'apprécier, de la manière la plus précise, les progrès que pourra faire l'industrie minérale de l'empire d'Autriche.

En ce qui concerne l'industrie du fer, les renseignements fournis ne se rapportent qu'à la fonte et aux moulages. Il n'est donné aucun résumé concernant les élaborations ultérieures que subit la fonte d'affinage. C'est une lacune regrettable, à cause de l'intérêt particulier que présentent ces élaborations dans plusieurs provinces de l'empire, et notamment en Styrie et en Carinthie.

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION.			VALEUR.	PRIX DE VENTE.
		Mines impériales.	Mines particulières.	Ensemble.		
1. OR.		kil.	kil.	kil.	fr.	fr.
Styrie	Leoben	»	1.207	1,207	4.175,90	
Tyrol	Hall	8,444	»	8,444	29.071,90	
Salzbourg	—	19,000	»	19,000	66,312,20	
Hongrie : Cercle de { Presbourg	Schemnitz	206,402	95,428	301,830	1.037.980,50	
Hongrie : Cercle de { Grosswardein	Nagybanya	106,079	36,547	142,623	490.507,50	
Banat	Oravicza	»	33,460	33,460	115.090,50	
Transylvanie	Zalathna	384,738	586,167	970,905	3.339.073,50	
Confins militaires : Banat et Servie	Oravicza	»	980	0,980	3.370,50	
Totaux		724,563	753,789	1.478,454	5.085.582,50	3.439,70 le kilog.
2. ARGENT.						
Styrie	Leoben	»	143,250	143,250	32.224,50	
Tyrol	Hall	223,482	»	223,482	50.274,00	
Salzbourg	—	124,346	»	124,346	27 972,00	
Bohême	Kommotau	2.400,320	»	2.400,320	539.957,60	
—	Kuttenberg	»	11,209	11,209	2.538,85	
—	Przibram	14.537,340	»	14.537,340	3.270.204,25	
Silésie	Brünn	»	6,581	6,581	1.480,50	
Bukowine	Lemberg	»	20,720	20,720	4.662,00	
Hongrie : Cercle de { Presbourg	Schemnitz	6.444,710	2.328,870	8.773,580	1.973.856,95	
Hongrie : Cercle de { Ofen	—	»	3,360	3,360	759,90	
Hongrie : Cercle de { Kaschau	Schmölnitz	1.142,640	1.215,170	2,357,810	530.397,00	
Hongrie : Cercle de { Grosswardein	Nagybanya	3.929,240	19,320	3.948,560	878.426,00	
Banat	Oravicza	»	167,890	167,890	37.768,00	
Transylvanie	Zalathna	178,720	447,100	2.232,910	502.172,50	
Confins militaires ; Banat et Servie	Oravicza	»	64,960	64,960	114.616,40	
Totaux		30.587,798	4.428,520	35.016,318	7.967.310,45	224,60 le kilog.

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION. Mines impériales.	PRODUCTION. Mines particulières.	PRODUCTION. Ensemble.	VALEUR.	PRIX DE VENTE.
3. MERCURE.		kil.	kil.	kil.	kil.	fr.
Styrie	Leoben	»	72,800	72,800	443,60	6,09 le kilog.
Carinthie	Klagenfurt	»	242,720	242,720	1.365,85	5,62
Illyrie	—	153.122,800	»	153.122,800	897.190,35	5,78
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	»	54.264,0 0	54.264,000	293.706,00	5,41
Transylvanie	Zalathna	»	7.560,000	7.560,000	44.296,00	5,84
Totaux		153.122.800	62.139,520	215.262,320	1.237.001,80	5,748 (prix moyen)
4. ÉTAIN.						
Bohême	Kommotau	9.744,000	32,484,000	42.168,000	146.918,10	3,48 le kilog.
5. CUIVRE.			tonnes.	tonnes.		
Styrie	Leoben	»	33,600	33,600	110.273,60	3,78
Tyrol	Hall	139,386	42,168	181,554	653.034,35	3,64
Salzbourg	—	36,400	85,401	121,801	416.783,10	3,42
Bukowine	Lemberg	»	32,984	32,984	101.997,00	3,09
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	112,226	31,752	143,978	404.932,50	2,81
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	0,336	0,336	879,35	2,60
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	263,540	1.326,142	1.589,682	4.603.979,85	2,80
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	74,985	»	74,985	214.306,60	2,75
Banat	Oravicza	»	220,962	220,962	624.083,25	2,81
Transylvanie	Zalathna	66,025	66,360	132,385	425.593,85	3,21
Totaux		692.562	1.839,725	2.532,287	7 555.863,45	2,983 (prix moyen)
6. PLOMB.		tonnes.				
Styrie	Leoben	»	1,232	1,232	782,05	634,70 la tonne.
Carinthie	Klagenfurt	1.022,792	2.630,718	3.653,510	2.656.334,15	754,43
Illyrie	—	»	287,117	287,117	192.790,85	671,50
Tyrol	Hall	122,362	70,617	192,979	104.026,10	538,30
Bohême	Pilsen	»	10,304	10,304	6.536,25	634,40
—	Kommotau	»	38,304	38,304	25.145,90	656,40
—	Kuttenberg	»	2,296	2,296	1.398,60	609,10
—	Przibram	2.260,928	»	2.260,928	1.691.664,10	747,80

Moravie et Silésie	Brünn	»	0,952	0,952	635,25	667,20
Bukowine	Lemberg	»	7,448	7,448	5.570,25	»
Hongrie : Cercle de { Presbourg	Schemnitz	739,088	146,578	885,666	619.287,65	699,21
Hongrie : Cercle de { Grosswardein	Nagybanya	393,799	»	393,799	271.655,70	689,83
Banat	Oravicza	»	40,040	40,040	26.259,85	656,40
Confins militaires : Banat et Servie	Oravicza	»	28,616	28,616	26.853,75	938,45
Totaux		4.538,969	3.264,222	7.803,191	5.528.819,45	708,53 (prix moyen)
7. LITHARGES.		kil.	kil.	kil.		
Styrie	Leoben	»	36.400,000	36.400,000	23.887,50	65,00 les 100 kil.
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	296.917,000	»	296.917,000	209.925,15	70,00
Confins militaires : Banat et Servie	Oravicza	»	73.585,000	73.585,000	63.811,10	87,75
Totaux		296.917,000	109.985,000	406,902,000	297.623,75	74,45 (prix moyen)
8. FONTE.		tonnes.	tonnes.	tonnes.		
Haute Autriche	Steyr	187,662	1.430,153	1.617,815	329.876,00	202,00 la tonne.
Styrie	Leoben	29.130,712	44.471,066	73.601,778	12.815.584,10	174,69
Carinthie	Klagenfurt	»	44.881,945	44.881,945	7.306.577,45	162,90
Illyrie	—	»	5.505,185	5.505,185	803.009,45	145,88
Tyrol	Hall	2.365,946	602,010	2.967,956	495.591,05	166,97
Salzbourg	—	2.662,670	420,511	3.083,181	541.957,50	176,10
Bohême	Pilsen }					
—	Kommotau }	2.478,044	19.606,502	22.084,546	3.991.756,60	180,70
—	Kuttenberg }					
—	Przibram }					
Moravie et Silésie	Brünn	»	23.503,489	23.503,489	3.003.287,60	157,50
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	1.053,256	1.053,256	164.432,60	156,11
Gallicie orientale	Lemberg	190,686	148,010	338,696	63.504,00	187,70
Bukowine	—	»	1.000,447	1.000,447	187.582,50	»
Hongrie : Cercle de { Presbourg	Schemnitz	783,502	669,760	1.453,262	182.802,35	132,00
Hongrie : Cercle de { Ofen	—	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de { Kaschau	Schmölnitz	6.228,824	38.249,350	44.478,174	5.252.970,00	118,77
Hongrie : Cercle de { Grosswardein	Nagybanya	»	1.458,302	1.458,302	222.161,60	152,30
Banat	Oravicza	»	8.066,280	8.066,280	964.162,50	119,53
Transylvanie	Zalathna	2.044,958	674,186	2.719,144	532.683,85	182,47
Croatie et Slavonie	Leoben	»	1.040,488	1.040,488	146,317,50	140,70
Confins militaires : { Croatie et Slavonie	—	»	282,962	282,962	39.784,50	140,50
Confins militaires : { Banat et Servie	Oravicza	»	1.336,466	1.336,466	187.789,85	140,50
Totaux		46.073,004	194.400,368	240.473,372	37.661.901,00	157,90 (prix moyen)

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION.			VALEUR.	PRIX DE VENTE.
		Mines impériales.	Mines particulières.	Ensemble.		
9. MOULAGES.		kil.	kil.	kil.	kil.	fr.
Basse-Autriche	Steyr	130,818	137,594	268,412	81.779,95	305,00 la tonne.
Styrie	Leoben	1.805,006	528,201	2.333,207	644.288,50	276,16
Carinthie	Klagenfurt	»	573,216	573,216	177.187,00	309,22
Illyrie	—	»	628,040	628,040	163.606,95	260,51
Tyrol	Hall	296,413	»	296,413	111.247,50	375,00
Salzbourg	—	319,597	»	319,597	57.146,25	178,60
Bohême	Pilsen	»	7.736,240	7.736,240	1.631.862,40	210,94
—	Kommotau	»	190,462	190,462	58.183,15	306,22
—	Kuttenberg	»	3.322,035	3.322,035	979.146,00	294,77
—	Przibram	1.596,448	2.988,446	4.584,894	1.348.464,60	294,16
Moravie et Silésie	Brünn	»	11.377,022	11.377,022	3.486.472,65	306,00
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	1.760,128	1.760,138	497.685,55	279,37
Gallicie orientale	Lemberg	146,106	96,264	242,370	73.909,50	305,00
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	562,632	»	562,632	171.426,90	304,99
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	345,240	»	345,240	105.188,90	304,99
Banat	Oravicza	»	373,128	373,128	122.248,87	327,70
Transylvanie	Zalathna	246,404	»	246,404	80.850,00	327,70
Confins militaires : Banat et Servie	Oravicza	»	336,000	336,000	126.000,00	375,00
Totaux		5.448,664	30.046,786	35.495,450	9.917.694,67	279,40 (prix moyen)
10. ZINC.						
Illyrie	Klagenfurt	»	284.817,000	284.817,000	152.228,25	53.00 les 100 k.
Tyrol	Hall	15.064,200	83.497,490	98.561,690	66.989,50	66,00
Bohême	Pilsen	»	208,320	208,320	102,80	49,00
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	550.349,000	550.349,000	257.971,90	46,00
Totaux		15.064,200	918.871,810	933.936,010	477.292,45	51,10 (prix moyen)
11. BLENDE et CALAMINE.						
Carinthie	Klagenfurt	274.008,000	452.648,000	726.656,000	14.256,55	1.90 les 100 k.
Bohême	Pilsen	»	41.328,000	41.328,000	647,75	1,58
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	3.133.032,000	3.133.032,000	78.219,75	2,49
Totaux		274.008,000	3.627.008,000	3.901.016,000	93.124,05	2,38 (prix moyen)
12. COBALT et NICKEL.						

Bohême.	Kommotau.	8.388,000	»	8.388,000	43.551,35	518,00
—	—	»	337,000	337,000	1.450,50	439,00
Hongrie : Cercle de Presbourg.	Schemnitz.	»	308,000	308,000	293,50	96,00
Hongrie : Cercle de Kaschau.	Schmölnitz.	560,000	216.720,000	217.280,000	238.676,35	109,00
Totaux.		8.948,000	227.501,000	236.449,000	322.541,70	136,41 (prix moyen)
13. URANE.						
Bohême.	Kommotau.	1.008,000	1.086,400	2.094,400	20.356,85	972,00 les 100 k.
14. WOLFRAM.						
Bohême.	Kommotau.	112,000	»	112,000	42,00	0,37 le kil.
15. BISMUTH.						
Bohême.	Kommotau.	57,140	»	57,140	535,50	9,35
16. CHROME.						
Styrie.	Leoben.	»	13.720,000	13.720,000	2.142,00	0,16
17. ANTIMOINE						
Hongrie : Cercle de Presbourg.	Schemnitz.	45.472,000	53.149,000	98.621,000	58.624,15	0.53
Hongrie : Cercle de Kaschau.	Schmölnitz	10.976,000	40.712,000	51.688,000	22.155,00	0,42
Banat.	Oravicza.	»	3.080,000	3.080,000	866,25	0,28
Totaux.		56.448,000	96.931,000	153.389,000	81.645,40	0,532 (prix moyen)
18. ARSENIC.						
Salzbourg.	Hall.	»	47.152,000	47.152,000	15.471,75	0,32 le kilog.
Bohême.	Kuttenberg.	»	28.392,000	28.392,000	14.088,35	0,49
Totaux		»	75.544,000	75.544,000	29.560,10	0,39 (prix moyen)
19. SOUFRE.						
Styrie.	Leoben.	»	560,000	560,000	210,15	0.39 le kilog.
Salzbourg.	Hall.	66.640,000	24.640,000	91.280,000	34.992,35	0,39
Bohême.	Pilsen.	»	49.224,000	49.224,000	9.838,75	0,19
—	Kommotau.	»	484.392,000	484.392,000	92.683,50	»
—	Kuttenberg.	»	82.096,000	82.096,000	19.246,50	0,23
Gallicie occidentale	Wieliczka	707.896,000	»	707.896,000	193.554,00	0,27
Hongrie : Cercle de Presbourg.	Schemnitz.	33.656,000	»	33.656,000	12.831,00	0,35
Croatie et Slavonie.	Leoben.	138.880,000	»	138.880,000	45.570,00	8,32
Totaux.		947.072,000	640.912,000	1.587.984,000	408.926,25	0,25 (prix moyen)

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION.			VALEUR.	PRIX DE VENTE.
		Mines impériales.	Mines particulières.	Ensemble.		
20. ORPIMENT.		kil.	kil.	kil.	fr.	fr.
Hongrie : Cercle de Presbourg. . . .	Schemnitz.	»	1.288,000	1.288,000	9.660,00	7,50 le kilogr.
21. MANGANÈSE.						
Bohême.	Kommotau. . . .	»	41.888,700	41.888,700	1.963,00	0,46 le kilogr.
22. PYRITE DE FER.						
Tyrol.	Hall.	»	3.472.000	3.472,000	325,25	9,36 les 100 kil.
Bohême.	Pilsen.	»	690.426,000	690.426,000	2.695,85	0,37
Hongrie : Cercle de Presbourg. . . .	Schemnitz. . . .	»	9.523,000	9.523,000	1.428,00	14,99
Totaux.	. . . .	»	703.421,000	703.421,000	4.449,10	0,63 (prix moyen)
23. GRAPHITE.						
Basse Autriche.	Steyr.	»	308.285,500	308.285,500	6.261,90	20,30 les 1.000 k.
Styrie.	Leoben.	»	152.322,000	152.322,000	2.302,90	15,10
Carinthie.	Klagenfurt. . . .	»	57.065,000	57.065,000	4 769,60	83,30
Bohême.	Kuttenberg. . . .	»	2.392.138,000	2.392.138,000	45.576,40	19,00
Moravie et Silésie.	Brünn.	»	696.530,000	696.530,000	29.925,00	43,10
Totaux.	. . . .	»	3.606.340,500	3 606.340,500	88.835,80	24,63 (prix moyen)
24. ASPHALTE.						
Tyrol.	Hall.	»	155.064,300	155.064,300	3.633,00	23,36 les 1.000 k.
25. ALUN.						
Basse Autriche.	Steyr.	»	42.112,000	42.112,000	13.818,00	32,75 les 100 kil.
Styrie.	Leoben.	»	272.048,000	272.048,000	90.218,60	33,15
Côtes de l'Adriatique.	Klagenfurt. . . .	»	19.488,000	19.488,000	5.252,00	26,95
Bohême.	Pilsen.	»	9.016,000	9.016,000	2.323,10	25,77
—	Kommotau. . . .	»	838.040,000	838.040,000	274.981,85	32,81

Moravie	Brünn	»	134.400,000	134.400,000	37.800,00	28,10
Totaux		»	1.315.104,000	1.315.104,000	424.394,15	32.27 (prix moyen)
26. SCHISTES ALUMIFÈRES.						
Bohême	Pilsen	»	tonnes. 36 261,160	tonnes. 36.261,160	28.329,00	0,75 les 1.000 k.
27. SULFATE DE CUIVRE.						
Styrie	Leoben	»	26.824,000	26 824,000	12.573,75	46,00 les 100 kil.
Salsbourg	Hall	»	35.112,000	35.112,000	29.515,50	84,00
Bohême	Kuttenberg	»	150.584,000	150.584,000	163.106,95	108,00
Transylvanie	Zalathna	504,000	»	504,000	590,60	117,00
Totaux		504,000	212.520,000	213.024,000	205.786,80	96,62 (prix moyen)
28. SULFATE DE FER.						
Côtes de l'Adriatique	Klagenfurt	»	17.640,000	17.640,000	619,50	3,50 les 100 kil.
Bohême	Pilsen					
—	Kommotau	»	4.585.840,000	4.585.840,000	691.574,60	15,00
—	Kuttenberg					
Transylvanie	Zalathna	1.848,000	»	1.848,000	590,62	31,95
Totaux		1.848,000	4.603.480,000	4.605.328,000	692.984,72	16,81
29. HOUILLE.						
Basse Autriche	Steyr	»	35.157,248	35.157,248	487,532,10	13,86 la tonne.
Haute Autriche	—	»	120,960	120,960	1.559,25	12,89
Styrie	Leoben	»	1.904,004	1.904,004	27.694,15	14,54
Bohême	Pilsen	»	142 551,976	142.551,976	1.170.482,25	8,21
—	Kuttenberg	»	34.946,128	34.946,128	270 910,50	7,72
—	Przibram	1.629,600	398.460,210	400.089,810	2.872.193,10	7,17
Moravie et Silésie	Brünn	26.717,656	341.226,206	367.943,862	5.122.144,46	13,92
Gallicie occidentale	Wieliczka	32.572,008	28.374,920	60.946,928	406.781,05	6,67
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	»	57,680	57,680	630,10	10,92
Hongrie : Cercle de Œdenburg	—	»	51.366,504	51.366,504	518.875,85	10,10
Banat	Oravicza	»	77.517,093	77.517,093	1.214.406,35	15,62
Confins militaires : Banat et Servie	—	»	7.642,880	7.642,880	132.804,00	17,37
Totaux		60.919,264	1.119.325,809	1.181.245,073	12.728.013,15	10,35 (prix moyen)

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION.			VALEUR.	PRIX DE VENTE.
		Mines impériales.	Mines particulières.	Ensemble.		
30. LIGNITES.		kil.	tonnes.	tonnes.	fr.	fr.
Basse Autriche	Steyr	»	47.256,600	47.256,000	387.628,90	8,18 la tonne.
Haute Autriche	—	»	26.948,040	26.918,040	115.795,45	4,29
Styrie	Leoben	44.739,000	174.104,000	218.843,000	1.792.656,65	8,19
Carinthie	Klagenfurt	»	54.952,920	54.952,920	657.553,50	11,96
Illyrie	—	»	25.816,670	25.816,670	169.960,85	6,58
Côtes de l'Adriatique	—	»	11.120,704	11.120,704	173.759,25	15,62
Tyrol	Hall	6.160,000	1.092,560	7.252,560	111.599,35	15,38
Bohême	Pilsen	»	78,120	78,120	364,88	4,66
—	Kommotau	»	353.444,000	353.444,000	1.502.996,00	4,25
—	Kuttenberg	»	587,216	587,216	2.643,86	4,50
Moravie et Silésie	Brünn	»	50.660,900	50.560,960	285.321,75	5,65
Gallicie occidentale	Lemberg	»	2.826,544	2.826,544	14.328,80	5,07
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	»	13.140,400	13.140,400	107.924,85	8,21
Hongrie : Cercle de Œdenburg	—	»	33.464,572	33.464,572	444.454,50	13,05
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	72.381,790	72.381,790	1.130.965,50	14,24
Banat	Oravicza	»	1.680,000	1.680,000	26.250,00	15,60
Croatie et Slavonie	Leoben	147,560	»	147,560	1.152,35	7,80
Totaux		51.046,560	869.554,496	920.601,056	6.931.666,90	7,52 (prix moyen)

Tableau récapitulatif de la production minière et métallurgique de l'empire d'Autriche en 1855 (les salines exceptées).

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION. Or. 1	Argent. 2	Mercure. 3	Étain. 4	Cuivre. 5	Plomb. 6	Litharges. 7	Fonte. 8	Moulages. 9
		kil.	kil.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.
Basse Autriche	Steyr	»	»	»	»	»	»	»	1.617,815	268,412
Haute Autriche	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Styrie	Leoben	1,207	143,250	0,072	»	33,600	1,232	36,400	73.601,778	2.333,207
Carinthie	Klagenfurt	»	»	0,242	»	»	3.653,510	»	44.881,945	573,216
Illyrie	—	»	»	153,122	»	»	287,117	»	5.505,185	628,040
Côtes de l'Adriatique	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Tyrol	Hall	8,444	223,482	»	»	131,554	192,979	»	2.967,956	296,413
Salzbourg	—	19,000	124,346	»	»	121,801	»	»	3.083,181	319,597
Bohême	Pilsen	»	»	»	»	»	10,304	»	} 22.084,546	7.736,240
—	Kommotau	»	2.400,320	»	42,168	»	38,304	»		190,462
—	Kuttenberg	»	11,209	»	»	»	2,296	»		3.322,035
—	Przibram	»	14.537,304	»	»	»	2.260,928	»		4.584,894
—	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Moravie et Silésie	Brünn	»	6,581	»	»	»	0,952	»	23.503,489	11.377,022
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	»	»	»	»	»	»	1.053,256	1.760,138
Gallicie orientale	Lemberg	»	»	»	»	»	»	»	338,696	242,370
Bukowine	—	»	20,720	»	»	32,984	7,448	»	1.000,417	»
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	301,830	8.773,580	»	»	143,978	885,666	»	1.453,262	562,632
Hongrie : Cercle de Œdenburg	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	3,360	»	»	0,336	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	»	2.357,816	54,264	»	1.589,682	»	»	44.478,174	345,240
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	142,628	3.948,560	»	»	74,985	393,799	296,917	1.458,302	»
Banat	Oravicza	33,460	167,890	»	»	220,982	40,040	»	8.066,280	373,128
Transylvanie	Zalathna	970,905	2.232,910	7,560	»	132,385	»	»	2.719,144	246,404
Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	1.040,488	»
Confins militaires. Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	282,962	»
Confins militaires. Banat et Servie	Oravicza	0,980	64,960	»	»	»	28,616	73,585	1.336,466	336,000
Totaux		1.478,454	35.016,318	215,262	42,168	2.532,287	7.803,191	406,902	240.473,372	35.495,450

Suite du tableau récapitulatif.

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION.												
		Zinc.	Blende et calamine.	Cobalt et nickel.	Urane.	Wolfram.	Bismuth.	Chrome.	Antimoine.	Arsenic.	Soufre.	Orpiment.	Manganèse.	Pyrite de fer.
		10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22
		tonnes.	tonnes.	tonnes.	kil.	kil	kil.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonn.	tonnes.	tonnes.
Basse Autriche	Steyr	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Haute Autriche	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Styrie	Leoben	»	»	7,336	»	»	»	13,720	»	»	0,560	»	»	»
Carinthie	Klagenfurt	»	726,656	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Illyrie	—	284,817	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Côtes de l'Adriatique	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Tyrol	Hall	98,561	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	3,472
Salzbourg	—	»	»	2,800	»	»	»	»	»	47,152	91,280	»	»	»
Bohême	Pilsen	0,208	41,328	»	»	9	»	»	»	»	49,224	»	»	690,426
—	Kommotau	»	»	8,388	2.094,400	112	57,140	»	»	»	82,096	»	41,888	»
—	Kuttenberg	»	»	0,337	»	»	»	»	»	28,392	484,392	»	»	»
—	Przibram	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
—	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Moravie et Silésie	Brünn	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Gallicie occidentale	Wieliczka	550,349	3.133,032	»	»	»	»	»	»	»	707,896	»	»	»
Gallicie orientale	Lemberg	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Bukowine	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	»	»	0,308	»	»	»	»	98,621	»	33,656	1,288	»	9,523
Hongrie : Cercle de Œdenburg	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	»	»	217,280	»	»	»	»	51,688	»	»	»	»	»
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Banat	Oravicza	»	»	»	»	»	»	»	3,000	»	»	»	»	»
Transylvanie	Zalathna	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	»	»	138,880	»	»	»
Confins militaires : Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Confins militaires : Banat et Servie	Oravicza	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Totaux		933,936	3.901.016	236,449	2.094,400	112	57,140	13,720	153,309	75,544	1.587,984	1,288	41,888	703,421

Suite du tableau récapitulatif.

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	PRODUCTION. Graphite. 23	Asphalte. 24	Alun. 25	Schistes alumifères. 26	Sulfate de cuivre. 27	Sulfate de fer. 28	Houille. 29	Lignites. 30	VALEUR.
		tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	tonnes.	francs.
Basse Autriche	Steyr	308,285	»	42,112	»	»	»	35.157,218	47.257,000	1.306.998,35
Haute Autriche	—	»	»	»	»	»	»	120,960	26.048,040	117.350,80
Styrie	Leoben	152,322	»	272,048	»	26,824	»	1.904,004	218.843,000	15.399.208,25
Carinthie	Klagenfurt	57,065	»	»	»	»	»	»	54.952,920	10.819.200,35
Illyrie	—	»	»	»	»	»	»	»	25.816,670	2.377.990,25
Côtes de l'Adriatique	—	»	»	19,488	»	»	17,640	»	11.120,704	179.631,35
Tyrol	Hall	»	155,064	»	»	35,112	»	»	7.252,560	1.634.119,10
Salzbourg	—	»	»	»	»	»	»	»	»	1.194.062,00
Bohême	Pilsen	»	»	9,016	36.261,767	»		142.551,976	78,120	4.460.133,25
—	Kommotau	2.392,138	»	838,040	»	»		»	353.414,000	3.771.862,15
—	Kuttenberg	»	»	»	»	150,584	4.585,840	34.946,128	587,216	2.333.401,85
—	Przibram	»	»	»	»	»		400.089,810	»	10.642.149,25
—	—	»	»	»	»	»	»	»	»	»
Moravie et Silésie	Brünn	696,530	»	134,400	»	»	»	367.943,862	50.600,960	12.563.846,85
Gallicie occidentale	Wieliczka	»	»	»	»	»	»	60.946,928	»	1.599.055,00
Gallicie orientale	Lemberg	»	»	»	»	»	»	»	2.826,544	151.879,85
Bukowine	—	»	»	»	»	»	»	»	»	299.801,75
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	»	»	»	»	»	»	57,680	18.140,400	4.570.337,80
Hongrie : Cercle de OEdenburg	—	»	»	»	»	»	»	51.366,504	33.464,572	963.330,45
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	»	»	»	»	»	»	72.381,790	1.186.786,20
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	»	»	»	»	»	»	»	»	11.077.104,35
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	»	»	»	»	»	»	»	»	2.297.082,90
Banat	Oravicza	»	»	»	»	»	»	77.517,093	1.680,000	3.131.434,25
Transylvanie	Zalathna	»	»	»	»	0,504	1,848	»	»	4.935.888,25
Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	»	103.039,75
Confins militaires Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	147,560	43.147,50
Confins militaires Banat et Servie	Oravicza	»	»	»	»	»	»	7.642,880	»	549.302,25
Totaux		3.606,340	155,064	1.315,104	36.261,767	213,024	4 605,328	1.180.445,073	920.881,056	97.708.165,10

Tableau statistique du travail des salines de l'empire d'Autriche en 1855.

PROVINCES.	PRODUCTION. Sel gemme.	Sel raffiné.	Sel de mer.	Sel livré aux diverses industries.	VALEURS.	OUVRIERS. Hommes.	Femmes et enfants.	Ensemble.
	kil.	kil.	kil.	kil.	fr.			
Haute Autriche	560.840	54.893.496	»	1.351.000	16.346.725,50	2.304	»	2.304
Styrie	141.680	14 846.160	»	«	4,215.330.00	736	»	736
Salzbourg	101.184	18.576.520	»	15.664	3.328.530,00	530	»	530
Tyrol	6.664	14.779.344	»	29.286	2.570 015,75	561	»	561
Gallicie occidentale	73.356.024	»	»	3.592.904	8.530.299,75	1.769	»	1.769
Gallicie orientale	»	32.248.552	»	1.311.072	7.668.906,65	510	»	510
Bukowine	2.226.072	668.152	»	«	533.721,25	38	»	38
Hongrie	62 856.584	7.150 768	»	»	17.553.760,15	1.200	123	1.323
Transylvanie	65.576.728	»	»	»	9 535 448,75	740	38	778
Côtes de l'Adriatique	»	»	41.916 000	»	11.557.520 60	1.811	2.686	4.499
Dalmatie	»	»	1.785.544	»	174.242,25	760	310	1 070
Venise	»	»	2.914.072	»	1.147.458,30	365	»	365
	204.327.728	140.487.992	46.585.616	6.209.896	83.650 862,15	11.344	3.159	14.503
Total de la production.	393.911 tonnes 232 kilog.							
Prix par quintal.[1]	21 francs.							

Tableau indiquant pour chaque province de l'empire d'Autriche le nombre d'ouvriers employés dans les mines et les usines métallurgiques.

PROVINCES	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	NOMBRE D'OUVRIERS. Hommes.	Femmes et enfants.	Ensemble.
Basse Autriche	Steyr	1.972	136	2.108
Haute Autriche	—	273	12	285
Styrie	Leoben	5.510	391	5.901
Carinthie	Klagenfurt	5.444	1.572	7.016
Illyrie	—	1.758	142	1.900
Côtes de l'Adriatique	—	286	»	286
Tyrol	Hall	2.083	»	2.083
Salzbourg	—	967	83	1 050
Bohême	Pilsen	3.554	191	3.745
—	Kommotau	6.520	7.312	13.832
—	Kuttenberg	1.828	152	1.980
—	Przibram	8.494	93	8.587
Moravie et Silésie	Brünn	6.475	1.685	8.160
Gallicie occidentale	Wieliczka	2.406	971	3.377
Gallicie orientale	Lemberg	677	176	853
Bukowine	—	1.174	2.467	3.641
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	8.970	»	8.970
Hongrie : Cercle de OEdenburg	—	903	»	903
Hongrie : Cercle de Ofen	—	1.370	»	1.370
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmöllnitz	6.460	1.916	8.376
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	3.363	883	4.246
Banat	Oravicza	2.810	285	3.095
Transylvanie	Zalathna	6.021	1.825	7.846
Croatie et Slavonie	Leoben	192	12	204
Confins militaires. Croatie et Slavonie	—	57	8	65
Confins militaires. Banat, Servie	Oravicza	320	108	428
Totaux		79.887	20.420	100.307

Tableau général des appareils d'extraction, d'épuisement, de préparation mécanique et de traitement métallurgique existants en 1855 dans les mines et usines de l'empire d'Autriche.

PROVINCES.	ARRONDISSEMENTS minéralogiques.	VOIES de roulage. Chemins de fer. Mètres.	Chemins de bois. Mètres.	EXTRACTION. Machines à vapeur.	Roues hydrauliques.	Manèges.	ÉPUISEMENT. Machines à vapeur.	Roues hydrauliques.	Manèges.	A bras.	PRÉPARATION mécanique. Flèches de bocard.	Cylindres broyeurs.	Labyrinthes.	Tables à secousses.	Cribles à secousses.	APPAREILS MÉTALLURGIQUES. Hauts fourneaux.	Demi-hauts fourneaux.	Fourneaux à manche.	Fours divers.	Fours de coupellation.	Fours de grillage.	Fours à réverbère.	Ateliers d'amalgamation.	Ateliers de lessivage.	Chaudières d'évaporation.	Cristallisoirs.	Bacs pour précipiter le cuivre de cément.
Basse Autriche	Steyr	»	»	1	1	3	1	10	3	»	»	.	.	.	»	3	.	»	»	.	3	»	.	2	2	2	.
Haute Autriche	—	»	»	2	»	»	»	»	»	»	»	.	.	»	»	»	.	»	»	.	.	»	»	.	.	.	.
Styrie	Leoben	47.907	29.792	2	6	4	2	»	»	47	186	11	.	12	15	31	4	5	3	3	48	»	.	51	11	51	.
Carinthie	Klagenfurt	5.744	51.861	1	10	3	»	12	»	21	528	41	41	96	482	28	3	1	7	1	104	68	.	»	.	.	.
Illyrie	—	1.969	13.355	»	3	»	3	4	»	16	49	7	»	13	20	9	.	»	2	»	25	20	.	»	.	.	»
Côtes de l'Adriatique	—	1.042	»	»	»	»	»	»	»	6	»	.	»	.	»	.	»	»	»	.	»	1	.	16	.	.	.
Tyrol	Hall	10.071	25.765	»	4	»	»	2	»	»	279	3	41	89	9	5	6	9	6	1	3	1	1	.	3	20	.
Salzbourg	—	1.112	5.732	»	2	2	»	2	»	15	219	.	78	63	1	7	1	6	17	1	»	»	3	1	20	.	.
Bohême	Pilsen	5.877	5.498	3	1	3	11	3	»	1	79	1	.	19	18	13	1	»	67	.	.	»	1	23	28	10	.
—	Kommotau	2.335	9.667	2	2	13	26	30	140	6	368	1	.	36	7	12	.	6	29	1	3	10	1	96	30	67	»
—	Kuttenberg	»	»	4	»	1	1	»	»	24	»	»	.	4	3	18	.	2	1	.	1	»	1	.	»	157	»
—	Przibram	13.686	1.741	14	5	2	24	17	»	4	85	2	.	19	5	12	8	»	1	3	1	»	.	»	.	.	.
Moravie et Silésie	Brünn	49.254	4.512	57	»	78	45	9	217	40	89	4	1	2	9	22	2	2	2	2	»	13	»	4	5	40	»
Gallicie occidentale	Wieliczka	7.167	37	2	»	3	4	»	»	5	1	1	.	.	.	7	.	»	»	»	»	.	»	.	.	.	»
Gallicie orientale	Lemberg	»	489	»	»	»	»	»	»	»	»	.	»	»	.	8	1	»	»	»	.	»	.	»	.	.	.
Bukowine	—	»	7.280	»	»	»	»	1	1	2	79	.	.	5	2	9	»	»	2	1	.	.	»	.	1	1	.
Hongrie : Cercle de Presbourg	Schemnitz	24.919	17.080	»	244	30	»	10	3	5	2.827	.	353	267	30	11	7	2	4	3	.	.	.	.	.	»	»
Hongrie : Cercle de Œdenburg	—	»	»	5	»	6	»	»	»	»	»	»	.	»	»	»	»	»	»	»	.	.	.	.	.	»	»
Hongrie : Cercle de Ofen	—	»	»	1	»	12	»	»	»	»	»	.	.	»	»	»	»	»	»	.	»	.	.	.	.	.	»
Hongrie : Cercle de Kaschau	Schmölnitz	44.381	74.244	»	9	80	»	13	»	23	189	.	6	31	3	50	8	1	10	2	25	1	3	1	2	2	16
Hongrie : Cercle de Grosswardein	Nagybanya	7.294	11.376	»	6	4	1	19	8	4	881	.	»	113	.	11	16	12	9	4	6	2	1	.	»	.	.
Banat	Oravicza	13.840	24.640	4	»	3	»	»	»	»	»	.	»	»	»	17	16	»	4	1	»	5	1	»	.	.	»
Transylvanie	Zalathna	18.595	34.872	.	»	3	»	1	»	4	57	.	3	2	»	9	12	11	7	4	3	.	2	»	4	.	.
Croatie et Slavonie	Leoben	738	»	»	»	»	»	»	»	»	12.434	»	127	32	»	1	.	»	4	.	»	.	.	.	.	.	.
Confins militaires. Croatie et Slavonie	Leoben	»	»	»	»	»	»	»	»	.	6	.	»	»	»	1	»	»	«	.	»	.	»	»	.	.	.
Confins militaires. Banat et Servie	Oravicza	3.033	»	»	»	»	»	»	»	»	45	.	.	»	»	1	»	»	»	1	»	»	.	.	.	.	.
Totaux		258.834	217.961	101	280	218	119	130	387	223	18.271	76	650	786	609	283	85	57	180	28	222	121	14	194	185	280	16

SUR L'EMPLOI

DES PROPRIÉTÉS OPTIQUES BIRÉFRINGENTES POUR LA DÉTERMINATION DES ESPÈCES CRISTALLISÉES.

Par M. DESCLOIZEAUX.

(2e Mémoire) (1).

A peu près à l'époque où je présentais à l'Institut et où les *Annales des mines* publiaient mon mémoire sur l'*Emploi des propriétés optiques biréfringentes en minéralogie*, MM. Grailich et de Lang donnaient, à Vienne, la première partie de leurs *Recherches sur les propriétés physiques des corps cristallisés*, comprenant l'orientation des axes d'élasticité optique dans les cristaux du système rhombique. Un peu plus tard, M. Grailich faisait paraître ses recherches de cristallographie optique, ouvrage couronné, le 30 mai 1857, par l'Académie impériale des sciences de Vienne. Enfin, le tome XXXI des comptes rendus de cette académie qui a paru à la fin de 1858, contient la seconde partie des recherches de M. Victor von Lang.

Les observations de MM. Grailich et de Lang ont été entreprises principalement pour trouver l'orientation des axes d'élasticité optique dans les cristaux du système rhombique, et pour mettre, autant que possible, cette orientation en rapport avec celle des axes cristallographiques. Quoique faites à un point de vue beaucoup plus physique que minéralogique, elles ont naturellement porté sur la plupart des substances que j'avais

(1) Voir le premier mémoire, t. XI, p. 261.

examinées moi-même, tout en s'étendant à un grand nombre de sels qui n'avaient pas pour moi l'intérêt des composés naturels.

Dans mon premier mémoire, je n'avais cité la dispersion des axes optiques que lorsqu'elle présentait quelque particularité remarquable. MM. Grailich et de Lang ont, au contraire, noté ce phénomène toutes les fois qu'ils ont pu l'observer, et ils l'ont en général déterminé par la mesure de l'écartement des axes, à l'aide de verres monochromatiques.

Le procédé que j'ai employé pour arriver au même résultat est beaucoup plus expéditif, quoique tout aussi sûr, au moins pour ce qui concerne la plupart des substances cristallisant en prisme rhomboïdal droit. On sait, en effet, que dans tous les cristaux du système rhombique, les courbes isochromatiques, produites dans une plaque perpendiculaire à la bissectrice, sont parfaitement symétriques autour de cette ligne; or, en opérant avec de la lumière blanche, si l'on place le plan des axes à 45° du plan de polarisation (1), les bordures *extérieure* et *intérieure*, ou *concave* et *convexe*, des hyperboles qui traversent les deux systèmes d'anneaux sont *généralement* formées par les deux couleurs extrêmes du spectre, et leur disposition est en rapport

(1) Cette position doit être préférée, parce que c'est celle où les hyperboles se manifestent avec le plus de symétrie et où les couleurs développées par le passage des rayons polarisés sont le plus tranchées; ces couleurs offrent alors autour des hyperboles une disposition inverse de celle qu'elles présentent aux deux sommets des anneaux quand le plan des axes est parallèle ou perpendiculaire au plan de polarisation; par conséquent, si les axes rouges sont plus écartés que les violets, on aura une bordure rouge à *l'intérieur* et une bleue à *l'extérieur*; ce sera le contraire si les axes violets sont plus écartés que les rouges.

avec le sens de la dispersion. Je me suis assuré de la constance de ce rapport en mesurant l'écartement des axes pour les différentes couleurs sur un grand nombre de cristaux possédant une dispersion notable. Dans ce cas, mes recherches m'ont toujours conduit à des conclusions conformes à celles de MM. Grailich et de Lang. Les seules divergences que j'aie rencontrées se rapportent à quelques substances dont la dispersion est très-faible; mais alors il y a réellement incertitude sur le sens de ce phénomène, et l'écartement diffère si peu pour les axes de réfrangibilités diverses, qu'aucune méthode ne peut lever complétement cette incertitude.

J'ai également employé l'observation des couleurs développées autour des hyperboles pour l'étude de la dispersion propre aux cristaux du système monoclinique.

On sait que dans ces cristaux il y a lieu de distinguer trois sortes de dispersion en rapport avec la position du plan des axes. J'appellerai dispersion *horizontale* celle qui se manifeste quand le plan des axes est parallèle à la diagonale *horizontale* de la base et la bissectrice normale à cette ligne; dispersion *inclinée*, celle des cristaux où le plan des axes et la bissectrice coïncident avec le plan de symétrie, et dispersion *croisée* ou *tournante*, celle des cristaux où le plan des axes et la bissectrice sont perpendiculaires au plan de symétrie. Lorsqu'il s'agit de constater la dispersion *inclinée*, la meilleure méthode consiste encore presque toujours à examiner les hyperboles, en plaçant le plan des axes à 45° du plan de polarisation; quelquefois cependant les couleurs sont plus distinctes aux extrémités des deux systèmes d'anneaux, quand le plan des axes est parallèle ou perpendiculaire au plan de polarisation; il faut avoir soin d'indiquer dans les descriptions les cas où l'on a eu recours à ce second mode d'obser-

vation. Il va sans dire qu'ici, comme dans les cristaux appartenant au prisme rhomboïdal droit, les extrémités *extérieure* et *intérieure* de chaque système d'anneaux offrent des couleurs opposées à celles qui forment les bordures *concave* et *convexe* de l'hyperbole correspondante.

La dispersion *horizontale* ne peut se reconnaître que si le plan des axes est parallèle ou perpendiculaire au plan de polarisation. Son existence se traduit par une coloration, *bleue* d'un côté, *rouge* de l'autre, des barres noires qui traversent les deux systèmes d'anneaux. Si le plan des axes est à 45° du plan de polarisation, les couleurs qui bordent *extérieurement* et *intérieurement* les deux hyperboles présentent, au contraire, une symétrie parfaite, et leur disposition permet de s'assurer si les axes rouges sont plus ou moins écartés que les axes violets.

Quant à la dispersion *croisée*, elle se manifeste, quelle que soit l'orientation du plan des axes, par rapport au plan de polarisation ; seulement, elle est en général plus visible quand ces deux plans sont parallèles ou perpendiculaires l'un à l'autre.

Toutes ces observations sur la dispersion ordinaire des axes ou sur les dispersions *inclinée*, *horizontale* et *croisée*, ne reposant que sur des appréciations de couleurs superposées dont la résultante a quelquefois une teinte assez peu prononcée, ne présenteront naturellement toute la certitude désirable que si l'on apporte le plus grand soin dans le choix de l'analyseur.

Il est d'abord évident que les *tourmalines* doivent être absolument proscrites, à cause de leur absorption toujours considérable ; les *Hérapatites* seules peuvent être admises dans certains cas, parce que leur absorption est généralement très-faible. Lorsque la substance est fortement biréfringente, ou qu'on peut la réduire en plaques assez épaisses pour que les anneaux n'y soient pas

trop dilatés, le mieux est de se servir d'une glace noire, comme polariseur, et d'un prisme de Nicol, placé tout près de l'œil, comme analyseur.

Si la substance est peu biréfringente, si les lames dont on dispose sont de très-petite dimension, ou si elles ne donnent que des anneaux très-dilatés, on ne peut avoir recours qu'au microscope polarisant d'Amici; mais comme cet instrument n'est pas achromatique, ses indications, dans le cas d'une dispersion faible, ne sont pas toujours d'accord avec celles du prisme de Nicol, et elles doivent autant que possible être contrôlées, soit par la mesure directe de l'écartement apparent, soit par quelque autre procédé. Ce cas, d'une dispersion faible, exige également qu'on opère avec la lumière blanche des nuées, car celle d'une lampe ordinaire, par exemple, masque souvent ou dénature les nuances fugaces qui se manifestent alors autour des hyperboles. Il faut aussi examiner des plaques d'épaisseurs variées, car cette épaisseur exerce une influence marquée sur la manifestation des phénomènes de la dispersion (1).

Les recherches consignées dans ce second mémoire ont eu surtout pour but, comme les premières, de compléter et d'éclairer la détermination cristallographique

(1) Ces remarques m'ont été suggérées par l'observation des faits suivants :

1° Une plaque mince de *citrate de soude*, un peu oblique à la bissectrice, vue au microscope d'Amici, montre autour des hyperboles une bordure rouge *intérieure* et une bleue *extérieure* à teintes faibles; avec le prisme de Nicol et la glace noire, le rouge est au contraire à *l'extérieur* et le bleu à *l'intérieur*, et les nuances sont plus prononcées : c'est cette dernière disposition qui se retrouve sur plusieurs autres plaques de citrate de soude que j'ai examinées, et c'est elle qui s'accorde avec la mesure directe de l'écartement apparent.

2° Une plaque de $0^{m},001$ d'épaisseur de *sulfate de potasse et de magnésie*, montre deux systèmes d'anneaux à couleurs très-dissymétriques; dans celui où les couleurs sont le plus faibles, le microscope fait voir, soit au jour, soit à la lumière d'une

des cristaux naturels ou artificiels ; j'ai donc continué à examiner les minéraux plus ou moins transparents que j'ai pu me procurer, tout en m'occupant des sels artifi-

---

lampe ordinaire, du bleu pur dans la partie *concave* et du rouge brique dans la partie *convexe* de l'hyperbole, tandis qu'avec le prisme de Nicol on a du rouge violacé à *l'extérieur* et du bleu verdâtre à *l'intérieur;* dans le système à couleurs vives, les indications du microscope sont, au contraire, parfaitement d'accord avec celles du prisme de Nicol, et l'on a du jaune verdâtre à *l'intérieur*, du bleu pur à *l'extérieur*.

3° Une lame de *sulfate d'ammoniaque* montre au microscope des couleurs assez faibles, rouges *intérieurement*, bleues *extérieurement*, tandis qu'avec le prisme de Nicol on a du bleu violacé à *l'intérieur* et du verdâtre assez net à *l'extérieur*. Si l'on opère avec la lumière d'une lampe ordinaire, le bleu violacé *intérieur* est plus bleu qu'au jour, et le verdâtre *extérieur* prend une teinte roussâtre.

4° Dans une plaque *d'euclase* normale à la bissectrice ayant $0^m,001$ d'épaisseur, le microscope manifeste autour de l'hyperbole qui traverse l'un des systèmes d'anneaux du bleu *extérieur* et du rouge *intérieur* très-vifs, et autour de l'autre hyperbole, les mêmes couleurs distribuées dans le même ordre, mais beaucoup plus pâles; avec le prisme de Nicol, le système à couleurs vives offre la même disposition qu'au microscope; mais dans le système à couleurs pâles, on a une teinte bleuâtre à *l'intérieur* et une teinte lilacée à *l'extérieur*.

Une autre plaque *d'euclase* ayant à peu près la même épaisseur montre aussi un système d'anneaux à couleurs tranchées, où la distribution des couleurs est semblable sous le microscope et sous le prisme de Nicol, et un système à couleurs pâles où le microscope manifeste encore du bleu *extérieurement*, du rouge *intérieurement*, tandis que le Nicol ne fait voir qu'une teinte bleu verdâtre à *l'intérieur* et une teinte d'un bleu violacé à *l'extérieur*.

5° Une plaque de *diopside* de $0^m,001$ d'épaisseur étant examinée à la lumière du jour avec le Nicol, offre un système d'anneaux à couleurs vives dont l'hyperbole est bordée par du bleu à *l'extérieur*, par du rouge à *l'intérieur*, et un système à couleurs pâles où l'hyperbole offre du jaune rougeâtre à *l'extérieur* et du bleu à *l'intérieur;* au microscope, même disposition dans le système à couleurs tranchées, teinte bleuâtre de chaque côté de l'hyperbole à couleurs faibles. Si maintenant l'on emploie la lumière d'une lampe, la disposition ne change pas, quel que soit l'analyseur, dans le système à couleurs vives ; mais dans le système à couleurs pâles où le Nicol manifeste la même dispersion qu'au jour, le microscope offre, au contraire, du bleu vif à *l'extérieur* et du jaune rougeâtre pâle à *l'intérieur*.

6° Une plaque épaisse de *sulfate de zinc* montre, sous le

ciels qui me paraissaient offrir quelque intérêt. J'ai observé leurs principales propriétés optiques biréfringentes, et j'ai mesuré leurs indices de réfraction toutes

---

Nicol, du bleu légèrement verdâtre à *l'extérieur* et du rouge violacé à *l'intérieur*, ce qui, d'accord avec la mesure directe, conduit à $\rho > v$.

Une plaque mince du même sel qui au microscope fait voir une bordure bleue *extérieurement* et une rouge *intérieurement*, toutes deux assez pâles, manifeste, sous le Nicol, une teinte violacée à *l'intérieur* et une teinte verdâtre à *l'extérieur* : l'ignorance où l'on est de ce que représentent exactement la teinte *violacée* et la teinte *verdâtre* qui résultent sans doute d'une superposition de couleurs plus franches, produit évidemment la contradiction apparente qui existe entre les indications de la plaque mince et celles de la plaque épaisse.

7° Une plaque de *sulfate de potasse et magnésie* de $0^{m},006$ d'épaisseur montre avec le Nicol un système d'anneaux à couleurs vives où le bleu est *extérieur*, le rouge *intérieur*, et un système à couleurs pâles où le rouge est au contraire *extérieur* et le bleu *intérieur*.

Une seconde plaque très-mince manifeste au microscope d'Amici du rouge *intérieur* et du bleu *extérieur* autour des deux hyperboles; seulement les couleurs sont plus vives d'un côté que de l'autre; avec le Nicol les bordures sont : pour l'hyperbole à teintes faibles, violacée à *l'extérieur*, verdâtre à *l'intérieur*; pour l'autre hyperbole, jaune rougeâtre à *l'intérieur*, bleu violacé à *l'extérieur*; cette disposition s'accorde avec celle que j'ai décrite sous le n° 2, comme se manifestant dans une plaque du même sel de $0^{m},001$ d'épaisseur.

J'ai cru devoir rapporter en détail ces anomalies apparentes, afin qu'on soit prémuni contre les fausses interprétations auxquelles donnerait lieu leur observation superficielle, et pour n'avoir pas à y revenir en décrivant les diverses espèces qui me les ont fournies. Je ne chercherai pas à expliquer ici chacun des cas particuliers que je viens d'énumérer, car ces explications, pour être concluantes, exigeraient un examen approfondi à l'aide des différentes couleurs simples du spectre, examen que je n'ai pas pu faire encore, mais que je compte entreprendre aussitôt que cela me sera possible. Je dirai seulement d'une manière générale, d'une part, que des rayons de diverses teintes faiblement séparés peuvent, après leur passage à travers des lentilles non achromatiques, arriver à l'œil dans un ordre inverse à celui qu'ils présentaient en y entrant, tantôt avec des nuances avivées, tantôt avec des nuances éteintes; d'autre part, que ces rayons doivent quelquefois, par suite de leur superposition, offrir à leur sortie d'une plaque mince des teintes résultantes différentes de celles qu'ils auraient en sortant d'une plaque épaisse.

les fois que je l'ai pu. Quand cela ne m'a pas été possible, je me suis contenté d'indiquer le sens de la double réfraction pour les cristaux à un axe, l'orientation du plan des axes et leur dispersion pour les cristaux à deux axes du système rhombique, et la dispersion *inclinée*, *horizontale* ou *croisée*, pour les cristaux du système monoclinique. Je n'ai pas eu lieu d'examiner un seul nouveau corps appartenant au prisme doublement oblique.

En parcourant ce nouveau travail, on verra que l'étude des phénomènes optiques m'a conduit forcément à changer, pour un certain nombre de composés naturels ou artificiels, le type cristallin auquel on les avait rapportés jusqu'ici, en ne consultant que leurs caractères géométriques; c'est ainsi que j'ai reconnu dans l'*Autunite* de Cornouailles, comme dans celle d'Autun, une forme appartenant au système du prisme rhomboïdal droit et non au système quadratique; dans la *Liroconite* et le *sulfate de strychnine* à 12 atomes d'eau, un type monoclinique et non un type rhombique, etc.

Généralement, comme je l'avais fait dans mon premier mémoire, j'ai encore donné les formes des sels artificiels déjà connus et celles des minéraux, telles qu'on les trouve indiquées dans le *Manuel de chimie cristallographique* de Rammelsberg, et dans le *Traité de minéralogie* de Brooke et Miller. Le système de notation des faces est toujours celui de Lévy. Quant à l'ordre que j'ai suivi dans la description, afin de réunir autant que possible les substances offrant des phénomènes du même genre, je les ai divisées en : 1° cristaux à un axe positif; 2° cristaux à un axe négatif; 3° cristaux à deux axes dérivant du prisme rhomboïdal droit : A positifs, R négatifs; 4° cristaux dérivant du prisme rhomboïdal oblique : A positifs, R négatifs.

En désignant avec MM. Grailich et de Lang les rayons

rouges par ρ et les rayons violets par v, le sens de la dispersion sera donné en écrivant $\rho >$ ou $< v$.

I. CRISTAUX A UN AXE DE DOUBLE RÉFRACTION.

1° *Cristaux uniaxes dont l'axe cristallographique principal coïncide avec l'axe de plus* PETITE *élasticité optique, ou cristaux* POSITIFS.

FLUOSILICATE DE ZINC; Marignac. — Système hexagonal.

HYDROLITE. — Système hexagonal. — Dans des fragments transparents de l'île de Chypre qui m'ont été remis par M. Damour, j'ai pu tailler des plaques d'apparence simples qui permettent de reconnaître le sens de la double réfraction. Cette propriété est peu énergique, et dans une lame ayant plus de 2 millim. d'épaisseur, on ne voit que la croix noire et le rouge du premier anneau; Dx.

SULFATE DE LANTHANE; $LaOSO^3 + 3Aq$; Marignac. — Prisme hexagonal régulier. — $\omega = 1,564$, $\epsilon = 1,569$ pour le centre du rouge; Dx. — La forme de ce sel avait été considérée par M. Marignac comme se rapportant à un prisme rhomboïdal droit très-voisin de 120°; mais l'apparence des anneaux et de la croix noire qui se manifestent dans ses cristaux rend à peu près certaine leur forme hexagonale (1).

COQUIMBITE; $Fe^2O^3SO^3 + 9Aq$. — Prisme hexagonal régulier; double réfraction énergique; Dx.

CHROMATE JAUNE DE POTASSE. — Lames hexagonales semblables au sulfate de potasse à un axe, obtenues en faisant cristalliser du chromate neutre de potasse dans une dissolution de carbonate de soude; Senarmont.

J'ai trouvé le passage du chromate de potasse à deux

(1) L'angle réfringent et les déviations minima correspondantes ont été : $\alpha = 60°$, $\delta = 42°55'$, $\delta' = 43°23'30''$.

axes au chromate uniaxe dans des cristaux aplatis à contour hexagonal, maclés suivant des faces *m* comme le sulfate de potasse ordinaire, et possédant deux axes excessivement rapprochés, dans un plan parallèle à h^1, avec une bissectrice normale à la base. La bissectrice du chromate de potasse à deux axes étant, au contraire, parallèle à la grande diagonale de la base et négative, on voit que le résultat de la transformation de ce sel est de rapprocher ses deux axes de leur bissectrice *obtuse*, qui conserve son signe positif dans les lames maclées dont je viens de parler, et qui se confond avec l'axe unique dans les cristaux uniaxes.

Je ferai remarquer à cette occasion que dans le passage du sulfate de potasse à deux axes au sulfate à un axe, c'est la bissectrice *aiguë* des cristaux à deux axes qui devient l'axe unique de cristaux uniaxes, en conservant également son signe positif.

Les lames maclées à deux axes très-voisins ont une dispersion notable et $\rho < v$. Ces lames ont été obtenues au Havre, dans le laboratoire de M. Clouet, en saturant à chaud une dissolution concentrée de bichromate de potasse par de la chaux vive, et évaporant lentement jusqu'à formation d'une pellicule mince; le chromate de chaux se précipite alors, et la liqueur filtrée laisse déposer les lames de chromate neutre de potasse.

Schéelite. — De petits cristaux transparents de Traverselle et de Framont m'ont permis de déterminer à la fois les angles de l'octaèdre primitif, d'une manière plus exacte qu'on n'avait pu le faire jusqu'ici, et les deux indices de réfraction; j'ai trouvé : $\omega = 1{,}918$ à $1{,}919$, $\epsilon = 1{,}934$ à $1{,}935$ pour le centre du rouge (1).

(1) Le prisme réfringent était formé par la rencontre de deux faces opposées de l'octaèdre a^1 (*n* de Miller); l'axe optique était donc perpendiculaire à l'arête réfringente et parallèle à

XÉNOTIME; phosphate d'Yttria. — Octaèdre à base quarrée; les cristaux ne deviennent transparents qu'en lames excessivement minces; cependant on y voit deux ou trois anneaux, traversés par une croix noire assez nette, qui indiquent une double réfraction très-notable; Dx.

SVANBERGITE. — Rhomboèdre aigu de 89° 24'; Dauber. — Double réfraction assez énergique; Dx.

2° *Cristaux uniaxes dont l'axe cristallographique principal coïncide avec l'axe de plus* GRANDE *élasticité optique ou cristaux* NÉGATIFS.

TOURMALINE. — M. de Senarmont possède depuis quelque temps une plaque de tourmaline d'un vert brunâtre qui a été trouvée par M. Bertaud parmi des cristaux du Brésil. Cette plaque porte encore sur deux côtés les stries verticales du prisme à l'aide desquelles on peut reconnaître la direction de l'axe principal, ce qui permet de voir que l'absorption s'y fait à l'inverse de ce qui a lieu habituellement dans la tourmaline. Son

---

la bissectrice de l'angle réfringent; cet angle a été mesuré avec le plus grand soin; sa valeur et celle des déviations minima correspondantes ont été trouvées :

Pour les cristaux de Traverselle :

$$A = 49° 31', \quad \delta = 57° 27', \quad \delta' = 58° 43'.$$

Pour les cristaux de Framont :

$$A = 49° 31', \quad \delta = 57° 22', \quad \delta' = 58° 40'.$$

Les indices ont été calculés à l'aide des formules suivantes dont l'expression générale a été donnée par M. Stokes dans le *Mathematical journal of Cambridge*, t. I, et par M. de Senarmont, dans les *Nouvelles annales de mathématiques*, t. XVI :

$$\omega = \frac{\sin\frac{1}{2}\delta}{\sin\frac{1}{2}A}, \quad \varepsilon^2 = \frac{\sin^2\frac{1}{2}\delta\cos^2\frac{1}{2}\delta' - \omega^2\cos^2\frac{1}{2}A\sin^2\frac{1}{2}\delta'}{\sin^2\frac{1}{2}A\cos^2\frac{1}{2}\delta' - \omega^2\sin^2\frac{1}{2}A\cos^2\frac{1}{2}A}.$$

axe cristallographique principal doit donc être horizontal, là où l'axe d'une tourmaline ordinaire serait vertical, et réciproquement. Jusqu'à présent, c'est le seul exemple connu, au moins pour la tourmaline, d'une interversion aussi complète dans le sens de l'absorption : cette interversion prouve une fois de plus ce qu'avaient déjà montré des phénomènes analogues, qu'il n'y a aucune relation entre le sens de l'absorption et le sens de la double réfraction d'un cristal.

HERSCHELITE, système rhomboédrique. — Double réfraction faible. Une plaque d'environ 1/2 millim. d'épaisseur ne laisse voir que le rouge du premier anneau et une croix noire qui se divise légèrement lorsqu'on fait tourner la plaque dans son plan. Soumis à la lumière parallèle, quelques échantillons paraissent formés de segments triangulaires réunis dans un contour hexagonal; d'autres ont une apparence simple. La plupart des cristaux que j'ai pu examiner se composent d'un prisme hexagonal très-court, fortement strié horizontalement et surmonté par un sommet trièdre régulièrement placé sur trois faces alternes du prisme qui sont beaucoup plus développées que les trois autres. Deux des plans de ce sommet font entre eux un angle d'environ 125°, et peuvent être regardés comme appartenant à un rhomboèdre obtus; le troisième, dont l'inclinaison sur les deux premiers est égale à 136° 44', ferait partie d'un rhomboèdre plus obtus, orienté comme le premier. Selon toute probabilité, c'est ce troisième plan qui a été pris par Lévy pour la base de la pyramide hexagonale qu'il regardait comme le sommet habituel de la herschelite; car cette inadvertance explique l'incompatibilité absolue des deux mesures données par cet habile minéralogiste.

Je ferai remarquer que la *herschelite* est négative et

non positive comme l'*hydrolite* de l'île de Chypre dont sa composition chimique la rapproche beaucoup ; les formes de l'une pouvant d'ailleurs se dériver par des lois assez simples des formes de l'autre, ces deux substances présentent sans doute les mêmes relations que j'ai déjà signalées entre l'*eukolite* et l'*eudyalite*. De beaux cristaux d'*hydrolite* transparents, que l'on rencontre assez rarement à Andréasberg avec d'autres zéolites, sous la forme d'une double pyramide hexagonale de 142° 33', m'ont au contraire offert une double réfraction négative semblable à celle de la *herschelite*.

Apophyllite. — J'ai cité dans mon premier mémoire des lames d'apophyllite *négatives* pour les rayons violets, que j'avais trouvées chez M. Soleil sans pouvoir en connaître la provenance. Ces lames viennent évidemment d'Utö, car l'École impériale des mines possède plusieurs échantillons de cette localité qui portent, sur une gangue d'amphibole vert foncé et de fer oxydulé, deux sortes de cristaux; les uns sont de belles tables quarrées à bases unies, modifiées sur les angles, avec une double réfraction négative peu énergique, qui se manifeste par une croix noire sur un fond violet; les autres sont des lames à bases ondulées qui constituent la *leucocyclite* de Brewster.

Ripidolite. — J'avais autrefois considéré la *ripidolite* comme une substance *positive* à deux axes, d'après les propriétés optiques d'un échantillon appartenant à l'École des mines. J'ai trouvé dernièrement des lames d'un vert foncé groupées sur un gneiss du Dauphiné, qui se comportent au chalumeau comme la *ripidolite* de de Kobell, mais qui n'offrent qu'un seul axe *négatif*. Leur double réfraction est très-faible et la croix noire très-peu marquée; cependant elle est suffisamment nette pour qu'on puisse reconnaître son signe avec une lame de mica

excessivement mince. La *ripidolite* est une espèce encore si mal définie qu'il n'est pas étonnant de rencontrer dans ses diverses variétés des caractères optiques différents, unis à des caractères extérieurs à peu près semblables.

AZOTATE CÉROSOMAGNÉSIQUE ; Damour. — Rhomboèdre obtus de 110° 20′ ; double réfraction énergique ; Dx.

AZOTATE DE LANTHANE ET DE MAGNÉSIE ; Damour. — Rhomboèdre obtus de 109° 7′ ; isomorphe avec le précédent ; double réfraction énergique ; Dx.

AZOTATE DE LANTHANE ET DE MANGANÈSE ; Dam. — Rhomboèdre obtus de 109° 7′ ; isomorphe avec les deux précédents ; double réfraction énergique ; Dx.

AZOTATE DE LANTHANE ET DE ZINC ; Dam. — Rhomboèdre obtus de 109° 7′ ; isomorphe avec les précédentes ; double réfraction énergique ; Dx.

SULFATE CÉROSOCÉRIQUE. — Des cristaux transparents de ce sel, dont le sens de la double réfraction avait déjà été indiqué dans mon premier mémoire, m'ont permis de mesurer les indices de réfraction ; j'ai trouvé pour le centre du rouge : $\omega = 1,564$ à $1,569$, $\epsilon = 1,560$ à $1,565$ (1).

JAROSITE ; Breithaupt ; sulfate de peroxyde de fer et de potasse : rhomboèdre aigu de 88° 58′ ; Dx.

MIMETÈSE. De petits cristaux jaune clair de Cornouailles m'ont offert une transparence suffisante pour pouvoir déterminer les indices ; le sens de la double réfraction avait déjà été indiqué dans mon premier mémoire ; j'ai ob-

(1) Le prisme réfringent était formé par deux faces alternes du prisme hexagonal sous l'angle de 60° ; les déviations minima ont été trouvées :

Pour un premier cristal : $\delta = 42°52'$, $\delta' = 42°30'$.
Pour un second cristal : $\delta = 43°20'$, $\delta' = 43°1'$.

servé : $\omega = 1,474$, $\varepsilon = 1,465$ pour le centre du rouge (1).

HÉDIPHANE. — De petits cristaux assez nets de ce minéral m'ont aussi permis de mesurer approximativement ses indices de réfraction ; j'ai trouvé pour les rayons rouges : $\omega = 1,467$, $\varepsilon = 1,463$ (2).

VANADINITE ; plomb vanadiaté hexagonal d'Écosse. — Système hexagonal. Ce minéral ne devient un peu transparent qu'en lames excessivement minces ; les anneaux qu'on y aperçoit prouvent que la double réfraction est assez énergique ; Dx.

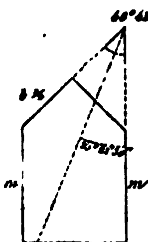
ARSÉNIATE DE POTASSE. — Les cristaux ordinaires du commerce sur lesquels M. de Senarmont avait déterminé les indices de ce sel, que j'ai publiés dans mon premier mémoire, sont toujours plus ou moins neigeux et ne peuvent fournir que des mesures approximatives ; en opérant sur de petits cristaux parfaitement purs et transparents, j'ai obtenu des nombres notablement différents de ceux que l'on devait à M. de Senarmont ; ces nombres sont : $\omega = 1,564$, $\varepsilon = 1,515$ pour les rayons rouges. J'ai trouvé des valeurs identiques sur un gros cristal assez pur du commerce (3).

(1) Le prisme réfringent était formé par deux faces alternes du prisme hexagonal faisant entre elles un angle de 60° ; les déviations minima ont donné : $\delta = 34°57'$, $\delta' = 34°12'40''$.

(2) L'angle réfringent et les déviations minima étaient :

$$\alpha = 60°, \quad \delta = 34°20', \quad \delta' = 34°1'30''.$$

(3) L'arête réfringente, pour les petits cristaux très-purs, était formée par une face verticale du prisme quarré supposée prolongée jusqu'à la rencontre d'une face opposée de l'octaèdre $b^{1/2}$; l'angle réfringent était égal à 46°43' ; la bissectrice de cet angle faisait avec l'axe optique un angle de 23°21'30'' ; les déviations minima observées ont été : $\delta = 29°56'$, $\delta' = 27°32'$. Les indices ont été calculés à l'aide des formules de MM. Stokes et de Senarmont que j'ai déjà citées.



CORINDON SAPHIR. — Les indices mesurés sur des prismes naturels de saphir d'un bleu pâle m'ont donné, pour le centre du rouge : $\omega = 1,7676$ à $1,7682$, $\varepsilon = 1,7594$ à $1,7598$. J'ai observé sur un rubis d'un beau rouge : $= 1,7675$, $\varepsilon = 1,7592$ (1).

WULFÉNITE. — Un petit cristal transparent sur les bords m'a permis de déterminer les deux indices pour la partie rouge du spectre : leurs valeurs sont : $\omega = 2,402$ $\varepsilon = 2,304$ (2).

BROMATE DE DIDYME. — Prisme hexagonal régulier ; Marignac.

TARTRATE D'ANTIMOINE ET DE STRONTIANE ; $SrOSb^2O^3$, $C^8H^4O^{10}$: Marignac. — Prisme hexagonal régulier.

La croix noire est très-divisée comme dans le béryl. — $\omega = 1,6827$, $\varepsilon = 1,5874$ pour la partie rouge du spectre (3). La composition et la forme de ce sel m'a-

---

Pour le gros cristal du commerce, l'arête réfringente était parallèle à l'axe optique ; l'angle réfringent et les déviations minima ont été : $\alpha = 49°35'$, $\delta = 32°24'45''$, $\delta' = 29°20'15''$.

(1) Les prismes réfringents étaient formés par deux faces alternes du prisme hexagonal sous l'angle de 60° ; les déviations minima étaient :

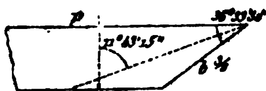
Sur deux saphirs d'un bleu pâle :

$$\delta = 64°12'48'' \text{ à } 64°17' ;$$
$$\delta' = 63°12'48'' \text{ à } 63°16'.$$

Sur le rubis :

$$\delta = 64°11'30'', \quad \delta' = 63°11'12''.$$

(2) L'arête réfringente était formée par la rencontre d'une base p et d'une face $b^{1/2}$ sous l'angle de 36°33'30'' ; la bissectrice de l'angle réfringent faisait, avec l'axe optique, un angle de 71°45'15'' ;



les déviations minima ont été : $\delta = 61°12'20''$, $\delta' = 60°38'40''$.

Les formules de MM. Stokes et de Senarmont ont servi à calculer les indices.

(3) Les déviations minima correspondant à un angle réfringent de 60° ont donné : $\delta = 54°34'$, $\delta' = 45°4'$.

vaient fait espérer qu'il pourrait offrir à la fois, comme le sulfate de strychnine octaédrique, des cristaux doués de la polorisation circulaire, et une dissolution active ; malheureusement les cristaux obtenus jusqu'ici sont très-petits, et paraissent avoir une constitution physique peu homogène ; le pouvoir rotatoire qu'ils possèdent peut-être est évidemment très-faible, et la dislocation de la croix noire suffit pour le masquer entièrement.

II. CRISTAUX A DEUX AXES DE DOUBLE RÉFRACTION, DÉRIVANT DU PRISME RHOMBOÏDAL DROIT.

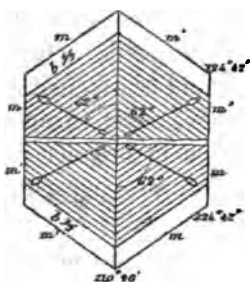
A. *Cristaux dont la ligne moyenne coïncide avec l'axe de plus* PETITE *élasticité optique, ou cristaux positifs.*

MÉSOTYPE et BRÉVICITE. — La dispersion est très-faible dans cette espèce ; cependant, la bordure des hyperboles vue au microscope et au prisme de Nicol, indique $\rho < v$.

PREHNITE. — La dispersion est aussi très-faible dans ce minéral, et par conséquent très-difficile à déterminer. M. de Lang, qui a trouvé pour l'écartement apparent dans l'air l'angle de 123° 56′ assez voisin de celui de 119°, que j'ai donné dans mon premier mémoire, indique $\rho < v$; par la bordure des hyperboles vue au microscope, on serait porté à admettre $\rho > v$.

COMPTONITE et THOMSONITE. — Dans mon premier mémoire, j'ai donné pour l'angle apparent des axes de la Thomsonite une valeur approximative de 79° ; M. de Lang a trouvé 83° 56′, et il indique pour la dispersion $\rho > v$. Les hyperboles vues au microscope aussi bien qu'avec le Nicol annoncent au contraire, $\rho < v$: au reste la dispersion est encore très-faible, et la mesure de l'écartement apparent pour les diverses couleurs présente de l'incertitude.

Harmotome. — Depuis la publication de mon premier mémoire, j'ai soumis à un examen attentif des lames minces d'harmotome de diverses localités; cet examen m'a prouvé que, contrairement à l'opinion généralement reçue et que j'avais adoptée moi-même lorsque j'ai proposé la réunion de la *morvénite* à l'*harmotome*, aucune variété ne présente d'individus non maclés. On sait que les cristaux réputés simples peuvent être rapportés à un prisme rhomboïdal droit de 110° 26′ environ, et qu'ils offrent en général des faces $b^{1/2}$ sur les arêtes de la base et une troncature g^1 sur les arêtes latérales aiguës; on sait de plus que la base porte, parallèlement à son intersection avec les faces $b^{1/2}$, des stries qui viennent se rencontrer suivant deux lignes légèrement saillantes, parallèles aux diagonales de cette face. Or, si l'on fait traverser par de la lumière polarisée une lame taillée parallèlement à la base, on voit que dans les quatre segments marqués de stries croisées le plan des axes est dirigé comme l'indique la figure ci-contre, et qu'il coïncide avec la petite diagonale du prisme de 124° 47′, composé d'une face m et d'une face g^1 de l'ancienne forme. On est donc forcé d'admettre ici deux prismes de 124° 47′ se pénétrant complétement de manière à ce que deux de leurs faces latérales soient situées sur le même plan, tandis que les deux autres font entre elles un angle de 110° 26′; l'une des surfaces de rencontre est donc parallèle à une face latérale m; l'autre surface, perpendiculaire à la première, ne peut coïncider avec aucune modification simple, connue ou possible. En adoptant pour l'harmotome cette



nouvelle forme primitive, les faces $b^{1/2}$ offrent l'hémiédrie parallèle, mais les faces latérales présentent un clivage d'une facilité à peu près égale; les dimensions de cette forme sont : $b : h :: 1000 : 698,086$.

En examinant séparément les lames qui, de chaque côté des macles en croix, font saillie sur le noyau commun, on retrouve une disposition tout à fait semblable à celle de la *morvénite;* seulement les limites des quatre segments ne sont pas toujours aussi régulières que je l'ai indiqué sur ma figure et leurs enchevêtrements, soumis à une loi constante, donnent lieu à une marqueterie plus ou moins compliquée. Ces macles en croix se composent donc de deux cristaux déjà maclés eux-mêmes, et les surfaces de contact ne sont parallèles à aucune troncature simple.

Les axes apparents ont un écartement considérable, et il est très-probable que les axes réels sont à peu près à 90° l'un de l'autre; car dans une lame mince tangente à l'arête obtuse du prisme de 124° 47', on voit des courbes isochromatiques presque identiques pour la forme et la netteté à celles qui se manifestent dans les lames parallèles à la base, de sorte que l'harmotome se trouve exactement à la limite des substances positives et des substances négatives.

CALAMINE. — De petits cristaux très-purs m'ont permis de mesurer les trois indices principaux; j'ai trouvé pour la partie jaune du spectre: $\alpha = 1,635$, $\beta = 1,618$, $\gamma = 1,615$ (1).

On conclut de ces données: $2V = 45°57'$, $2E = 78°20'$, valeur suffisamment voisine du nombre 80°, inscrit dans mon premier mémoire comme une mesure approchée

(1) Les prismes réfringents employés pour la mesure des indices et les déviations minima correspondantes ont été :

de l'écartement apparent. La dispersion des axes est très-notable et la bordure des hyperboles indique nettement $\rho > v$, aussi bien au microscope d'Amici qu'avec le Nicol; c'est ce qu'a également observé M. Grailich.

AZOTATE D'URANE. — En mesurant l'écartement apparent des axes avec des verres monochromatiques, j'ai trouvé :

$2E = 68° 5'$ rouge.
69° 40' violet.

M. de Lang donne dans son dernier mémoire :

β	2E	
1,4950	68° 15'	rouge.
1,4967		jaune.
1,4991		vert.
1,5023	69° 15'	bleu.

Les bordures des hyperboles, vues au microscope d'Amici et encore mieux avec le Nicol, indiquent en effet $\rho < v$.

BARYTE SULFATÉE. — En cherchant l'écartement apparent des axes pour les différentes couleurs du spectre, j'ai trouvé :

	2E			
	Rouge.	Jaune.	Vert.	Violet.
Plaque jaunâtre d'Auvergne. . .	61° 13′	61° 24′	63° 14′	65° 20′
Plaque incolore d'Angleterre. .	62° 6′		63° 26′	65° 7′
M. Grailich donne.	62° 25′			65° 50′
M. Heusser à 22° centi. trouve.	62° 34′	63° 12′	64° 10′	65° 54′

La plaque employée par M. Heusser, n'était pas parfaitement perpendiculaire à la bissectrice.

Arête verticale entre une face m et une face g^1 :

$I = 52° 6'$, $D = 39° 44'$;

Arête horizontale entre une face e^1 et une face g^1 :

$I' = 64° 31'$, $D' = 54° 54' 30''$;

Arête horizontale entre deux faces $a^{1/3}$ opposées :

$I'' = 57° 8'$, $D'' = 44° 3'$.

On voit que la dispersion des axes est considérable, aussi les bordures des deux hyperboles offrent-elles, soit au microscope, soit au prisme de Nicol, les couleurs les plus tranchées, bleue à l'intérieur, rouge à l'extérieur.

CÉLESTINE. — J'avais donné dans mon premier mémoire $2E = 91°$ environ ; M. Grailich a trouvé cet angle égal à 100°. La bordure des hyperboles indique $\rho < \upsilon$.

ANHYDRITE. — La dispersion des axes est assez considérable ; avec les verres monochromatiques j'ai trouvé :

$$2E = 70°\,20' \text{ rouge.}$$
$$72°\,45' \text{ violet.}$$

M. Grailich donne :

$$70°\,18' \text{ rouge.}$$
$$72°\,42' \text{ violet.}$$

Les hyperboles des deux systèmes d'anneaux ont des bordures, *extérieurement* rouges, *intérieurement* bleues, de la nuance la plus vive, surtout lorsqu'on les examine avec un Nicol et une glace noire.

SULFATE DE POTASSE A DEUX AXES. — La bissectrice aiguë de ce sel est *perpendiculaire* à la base du prisme de 120°, et non *parallèle* à la grande diagonale de cette face, comme je l'ai imprimé par erreur dans mon premier mémoire.

J'ai mesuré les trois indices pour le centre de la partie jaune du spectre, et j'ai trouvé : $\alpha = 1{,}4970$, $\beta = 1{,}4935$, $\gamma = 1{,}4920$ (1).

On conclut de ces nombres :

$$2V = 66°\,30', \quad 2E = 109°\,57'.$$

(1) Les angles des trois prismes taillés sur deux cristaux et les déviations minima correspondantes ont fourni les données suivantes :

$$I = 39°\,23', \quad D = 21°\,13' ;$$
$$I' = 51°\,56', \quad D' = 29°\,42' ;$$
$$I'' = 38°\,23', \quad D'' = 20°\,23'.$$

L'observation directe m'a donné, pour 2E, 107° à 108° sur certains échantillons, 109° sur d'autres échantillons. La dispersion des axes est si faible que je n'ai jamais pu constater, d'une manière certaine, si l'écartement apparent mesuré avec un verre rouge différait de celui qu'on voit à travers la solution de sulfate de cuivre ammoniacal : les bordures des hyperboles ont elles-mêmes des couleurs si peu tranchées qu'il y a incertitude sur leur disposition; il semble pourtant lorsqu'on emploie le microscope d'Amici et la lumière du jour, que le bleu est *extérieur* et le rouge *intérieur*, ce qui indiquerait $\rho > v$: avec une glace noire et un prisme de Nicol, on ne voit de chaque côté qu'une nuance bleuâtre dans certaines plaques, tandis que dans d'autres, il y a une légère teinte roussâtre à l'*extérieur* et une teinte bleuâtre à l'*intérieur*; il est donc à peu près impossible de rien conclure d'une manière positive.

Un prisme de 108° environ, ayant ses faces presque normales aux deux axes réels moyens, montre une teinte bleue *extérieurement*, et une teinte roussâtre *intérieurement*; il semble donc que $\rho > v$, pour les axes intérieurs.

M. Grailich annonce qu'il a observé $\rho < v$, pour les axes apparents.

L'écartement des axes réels mesuré sur le prisme dont je viens de parler m'a donné approximativement 65°.

Sulfate d'ammoniaque. — Dans mon premier mémoire j'avais indiqué, d'après Marx, que ce sel est optiquement isomorphe avec le sulfate de potasse; mais, ainsi que l'a fait remarquer M. de Lang, l'isomorphisme des deux sels est purement géométrique. En effet, dans le sulfate d'ammoniaque, le plan des axes

est parallèle à g^1, et par conséquent dirigé normalement à celui du sulfate de potasse; la bissectrice du premier est perpendiculaire à h^1, tandis que celle du second est normale à la base.

D'après M. de Lang, $2E = 85° 30'$ et $\rho < v$. La dispersion des axes est très-faible, et les couleurs qui bordent les hyperboles sont peu tranchées; cependant leur disposition sous le microscope d'Amici indiquerait $\rho > v$. J'ai signalé dans la note, page 344, les différences que présente l'observation faite avec le microscope ou avec le Nicol. Si la bordure *intérieure* d'un bleu violacé qu'on voit avec ce dernier appareil représente du rouge mélangé de bleu, et si le verdâtre *extérieur* correspond à du bleu lavé de jaune, on a encore $\rho > v$; mais si la nuance violacée correspond réellement au violet du spectre et la bordure verdâtre à sa partie jaune, on devra conclure $\rho < v$.

Je n'ai pu me procurer que des plaques trop petites et trop imparfaites pour prendre une mesure exacte de l'écartement apparent avec les verres monochromatiques.

BROOKITE. — C'est par erreur que dans mon premier mémoire j'ai rangé la Brookite parmi les substances négatives; ce minéral est en réalité positif comme l'indique M. Grailich : ce savant a observé que le plan des axes rouges est parallèle à la base, tandis que le plan des axes verts est perpendiculaire à cette face; suivant lui, on aurait :

$2E = 65°$ environ; rayons rouges.
$10°$ environ; rayons verts.

J'ai examiné de nouveau un grand nombre d'échantillons de l'Oisans, de Snowdon et de la Tête-Noire; ceux des deux premières localités m'ont généralement offert le plan des axes verts, orienté comme celui des

axes rouges, c'est-à-dire parallèle à la base; seulement les axes rouges y sont sensiblement plus écartés que les axes verts. Ce n'est guère que dans des lames de la Tête-Noire en Valais, où les axes sont excessivement rapprochés, que j'ai toujours trouvé le plan des axes verts parallèle à g^1 et perpendiculaire au plan des axes rouges avec $\rho < v$. Dans quelques lames de l'Oisans, j'ai rencontré des plages irrégulières plus pâles que le reste du cristal, et qui montraient l'inversion des deux plans contenant les axes rouges et les axes verts, de sorte que le même échantillon présente quelquefois la réunion des deux phénomènes. Il va sans dire que cette exploration de lames en général fort petites ne peut avoir lieu qu'avec le microscope d'Amici.

Chlorure de baryum; $BaCl + 2Aq$. — Prisme rhomboïdal droit de 92° 51'; clivages, faciles suivant la base, assez faciles suivant h^1 et g^1. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice parallèle à la grande diagonale de la base.

$$\alpha = 1{,}660, \quad \beta = 1{,}640, \quad \gamma = 1{,}627 \text{ rayons rouges.}$$
$$\alpha = 1{,}664, \quad \beta = 1{,}644, \quad \gamma = 1{,}635 \text{ rayons jaunes.}$$

Des indices mesurés dans la partie jaune du spectre, on conclut : $2V = 67° 4'$, $2E = 130° 32'$ (1).

Les axes étant très-écartés et la biréfringence faible, on voit des courbes colorées dans des lames normales aux deux bissectrices; le sens de la double réfraction que j'ai admis ici a été déduit de ce que la compensation s'établit dans une lame parallèle à g^1,

(1) Les angles des prismes réfringents et les déviations minima correspondantes avaient les valeurs suivantes :

$$I = 38° 51', \quad D_r = 28° 10' 20'', \quad D_j = 28° 21' 40'';$$
$$I' = 48° 44', \quad D'_r = 36° 24', \quad D'_j = 36° 40';$$
$$I'' = 56° 56', \quad D''_r = 44° 44' 30'', \quad D''_j = 45° 29'.$$

avec une plaque de quartz plus mince que dans une lame parallèle à h^1 ; Dx. Suivant M. Grailich, $E = 128°6$ et $\rho > v$.

Chlorure de cuivre; $CuCl + 2Aq$. — Prisme rhomboïdal droit de 94° 54′ ; clivages parfaitement nets suivant les faces latérales et suivant la base de la forme primitive. — Plan des axes parallèle à la base ; bissectrice parallèle à la petite diagonale de cette face :

$$\beta = 1,681 \text{ rayons rouges.}$$
$$\beta = 1,685 \text{ rayons jaunes.}$$

$2V = 82° 40'$ environ pour les rayons jaunes : cet angle a été mesuré directement à travers les faces du prisme, auxquelles les deux systèmes d'axes sont presque exactement perpendiculaires (1).

Ce chlorure de cuivre étant géométriquement, mais non optiquement isomorphe du chlorure de baryum, j'avais essayé d'obtenir une combinaison des deux sels ; mais le chlorure de baryum a toujours cristallisé le premier en lames très-minces, tandis que le chlorure de cuivre n'a donné que des aiguilles indéterminables.

Topaze. — La dispersion des axes est assez notable dans la topaze, et la mesure de leur écartement apparent avec les verres monochromatiques m'a donné pour une topaze blanche du Brésil :

$$2E = 113° 50', \text{ rouge.}$$
$$112° 27', \text{ violet.}$$

On est conduit au même résultat par l'observation des hyperboles au microscope comme avec le prisme de Nicol.

(1) Les angles réfringents et les déviations minima observées dans la partie rouge et dans la partie jaune du spectre étaient :

$$I' = 44° 11', \quad D'_r = 34° 14' 45'';$$
$$I' = 49° 58', \quad D'_j = 40° 47'.$$

CYMOPHANE. — J'avais signalé dans mon premier mémoire la différence considérable qui existe entre l'écartement apparent des axes de la cymophane tel qu'il résultait de mes mesures, et celui qui avait été trouvé autrefois par M. Biot. Un examen plus approfondi des propriétés optiques de ce minéral m'a fait voir la cause de cette différence.

La plupart des cristaux de cymophane du Brésil sont, en effet, loin d'avoir une constitution physique homogène ; leur intérieur est souvent parsemé de nuages blanchâtres irrégulièrement distribués qui, avec la lumière parallèle produisent des teintes plates analogues à celles qu'on voit dans des plaques de gypse d'épaisseurs inégales, et qui, avec la lumière convergente, donnent naissance aux phénomènes les plus variés.

Ainsi, une lame offrant quelques stries blanchâtres, parallèles, disséminées dans la masse, se compose d'un centre homogène où l'écartement apparent des axes est de 82° à 85°, et de deux bords où les axes font entre eux un angle d'au moins 120° à 125°.

Trois autres plaques provenant d'un même cristal, présentent, au microscope d'Amici, les phénomènes suivants :

Dans la première, les axes rouges sont presque complétement réunis et leur plan est perpendiculaire à la base, tandis que les axes verts sont faiblement, et les axes violets fortement séparés suivant un plan perpendiculaire au premier et parallèle à *p*.

Dans la seconde lame, les axes rouges sont plus écartés que les verts, mais les uns et les autres sont situés dans un plan parallèle à g^1 ; les axes violets sont très-sensiblement réunis en un seul.

Enfin la troisième lame offre une plage où le plan

des axes rouges et celui des axes verts est perpendiculaire à la base, les premiers étant notablement plus écartés que les seconds : la séparation des axes violets est, au contraire, peu considérable, et elle a lieu suivant un plan parallèle à la base. Une seconde plage n'a plus qu'un seul axe pour les rayons rouges ; les axes verts très-rapprochés et les axes violets très-écartés sont alors situés dans un même plan parallèle à *p*. Une troisième plage présente, pour toutes les couleurs, ses axes dispersés dans le même plan parallèle à la base ; mais les axes rouges sont presque réunis, tandis que les violets sont fortement écartés.

Les résultats d'un grand nombre d'observations semblables à celles dont je viens de rapporter le détail, et l'analogie que ces résultats offrent avec ceux qui se manifestent dans les mélanges des deux sels de Seignette *potassique* et *ammoniacal*, conduisent à admettre l'existence de deux cymophanes à propriétés optiques différentes ; l'une, qu'on peut appeler la cymophane *normale*, aurait ses axes moyens écartés d'environ 120°, et ses axes pour toutes les couleurs, situés dans un même plan parallèle à g^1 avec $\rho > v$; l'autre, qui serait une cymophane *anomale*, aurait ses axes beaucoup plus rapprochés et tous situés dans un plan parallèle à la base, avec $\rho < v$. Ces deux cymophanes étant géométriquement et chimiquement isomorphes, seraient susceptibles de se mélanger en toutes proportions, et formeraient ainsi des assemblages où l'on peut rencontrer :

1° Les axes rouges réunis, les axes verts peu séparés et les axes violets très-séparés dans un plan parallèle à la base ;

2° Les axes rouges peu écartés dans un plan normal à la base, avec les axes verts réunis et les axes violets séparés dans un plan parallèle à cette base.

SCORODITE. — La dispersion est très-forte dans les cristaux du Brésil, qui sont les seuls que j'aie pu examiner.

Les bordures des hyperboles offrent des couleurs très-vives qui indiquent $\rho > v$.

EUCHROÏTE. — Prisme rhomboïdal droit de 117° 20'. — Plan des axes parallèles à h^1 ; bissectrice normale à la base ; 2E = 62° environ ; Grailich.

Les lames d'*euchroïte*, même très-minces, ne laissent guère passer que des rayons verts et des rayons bleus : il est donc presque impossible de juger quel est le sens de sa dispersion ; cependant au microscope d'Amici, dans une lame excessivement mince, j'ai aperçu autour des hyperboles une bordure extérieure bleue, ce qui semblerait conduire à $\rho > v$.

STRUVITE. — Mon premier mémoire indiquait pour l'angle apparent des axes le nombre admis dans le *Traité de minéralogie* de Brooke et Miller. En cherchant à vérifier ce nombre sur des plaques bien taillées, j'ai trouvé qu'il était évidemment trop fort ; car la moyenne de six mesures m'a donné :

2E = 46° 32' rouge.
47° 30' jaune.
48° 46' violet.

Donc $\rho < v$, résultat qui s'accorde avec l'indication fournie par les bordures des hyperboles dont les couleurs sont très-nettement accusées et offrent la même disposition, soit au microscope, soit au prisme de Nicol.

PRUSSIATE ROUGE DE POTASSE. — Je n'ai indiqué dans mon premier mémoire que l'écartement intérieur donné par Marx ; M. de Lang a trouvé pour les rayons *rouges* :

2E = 70° 30' et $\rho < v$.

SEL DE SEIGNETTE POTASSIQUE. — Si l'on calcule l'angle apparent des axes de ce sel à l'aide des données

d'Herschel qui sont consignées dans mon premier mémoire, on obtient $2E = 133°36'$, nombre tout à fait en désaccord avec le résultat des mesures directes; c'est ce qui m'a engagé à reprendre les trois indices sur des prismes convenablement taillés; j'ai trouvé :

$$\alpha = 1,493, \quad \beta = 1,491, \quad \gamma = 1,490, \text{ rayons rouges.}$$

On tire de là :

$$2V = 71°6', \quad 2E = 120°11',$$

$$\alpha = 1,4957, \quad \beta = 1,4930, \quad \gamma = 1,4917, \text{ rayons jaunes;}$$

d'où $2V = 69°40', \quad 2E = 117°2'$ (1).

La mesure de l'écartement apparent avec les verres monochromatiques m'a donné :

	Première plaque.	Deuxième plaque.	
2E =	120° 26'	123° 20'	rouge.
	117° 40' environ		jaune.
	111° 42'		vert.
	103° 21'	104° 33'	violet.

Ces nombres font voir que la dispersion des axes est très-forte : les hyperboles observées au microscope d'Amici annoncent également $\rho > v$; la grande dilatation des anneaux rend difficile l'observation avec le prisme de Nicol.

Sel de Seignette potassique et ammoniacal. — Dans mon premier mémoire, j'ai indiqué par erreur que pour les mélanges en proportions variables des sels de Seignette potassique et ammoniacal, la bissectrice était normale à g^1 ou à h^1; c'est à h^1 ou à p qu'il faut lire.

(1) Les angles des prismes réfringents et les déviations minima correspondantes ont été :

$$I = 43° \quad D_r = 23°22', \quad D_j = 23°28'.$$
$$I' = 44°4', \quad D'_r = 23°58', \quad D'_j = 24°4'.$$
$$I'' = 47°27', \quad D''_r = 26°13', \quad D''_j = 26°19'.$$

TARTRATE DOUBLE D'ANTIMOINE ET DE CHAUX, avec AZOTATE DE CHAUX; $4(CaOSb^2O^3, C^8H^4O^{10}+6Aq)+CaOAzO^5$. — Prisme rhomboïdal droit de 123° 56'; clivage facile parallèlement à g^1; Marignac. — Plan des axes parallèle à g^1; bissectrice normale à la base. — Les cristaux de ce sel, qui offrent quelquefois sur une arête de la base une face hémièdre à droite, prennent souvent l'apparence de prismes droits à base quarrée, à cause de la presque égalité des angles g^1m et pa^1. $\alpha=1,6196$, $\beta=1,5855$, $\gamma=1,5811$; $2V=40°\ 11'$, $2E=66°\ 1'$ pour le centre de la partie jaune du spectre (1).

La mesure directe avec les verres monochromatiques m'a donné :

$$2E = 66°\ 4' \text{ rouge.}$$
$$63°\ 25' \text{ violet.}$$

La dispersion des axes est donc forte; les hyperboles sont bordées par des couleurs vives dont la disposition s'accorde avec le résultat que je viens d'indiquer; la double réfraction étant très-énergique, l'observation est plus facile avec le prisme de Nicol qu'avec le microscope.

TARTRATE D'ARSENIC ET DE STRONTIANE, avec AZOTATE D'AMMONIAQUE; $4(SrOAS^2O^3, C^8H^4O^{10}+6Aq)+AzH^4O, AzO^5$. — Prisme rhomboïdal droit de 113° 58'; clivage excessivement facile parallèlement à g^1; cristaux souvent accolés suivant un plan qui coïncide avec

(1) Les prismes réfringents ont été fournis :

1° Par une face m et une face g^1 se rencontrant sur un angle de 61° 58;

2° Par deux faces a^1 dont l'angle par-dessus la base est égal à 55° 5';

3° Par une face e^1 et par une face g^1 faisant entre elles un angle de 44° 39'. Les déviations minima correspondantes ont été :

$$D = 51°\ 1',\quad D' = 39°\ 13',\quad D'' = 29°\ 10'\ 30''.$$

le clivage facile; Marignac. — Plan des axes parallèle à h^1; bissectrice normale à la base. — Axes très-écartés; double réfraction énergique; dispersion des axes notables; $\rho > v$; Dx.

On remarquera que ce sel peut être considéré comme chimiquement et géométriquement isomorphe avec le précédent, mais que le plan, dans lequel s'ouvrent les axes de l'un, est normal au plan des axes de l'autre.

Tréhalose; $C^{12}H^{11}O^{11} + 2Aq$. — Prisme rhomboïdal droit de 111° 31′; Berthelot. — Plan des axes parallèle à la petite diagonale de la base; bissectrice normale à cette base. $2E = 108°$ à 110° pour la lumière blanche. Pouvoir biréfringent faible; dispersion notable; au microscope d'Amici, les bordures des hyperboles ont des couleurs très-vives dont la disposition indique $\rho < v$; Dx.

Mycose, sucre du seigle ergoté; $C^{12}H^{11}O^{11} + 2Aq$; Mitscherlich. — Forme cristallographique et propriétés optiques biréfringentes entièrement semblables à celles du *tréhalose*; Dx.

Glucosate de sel marin. — Un nouvel examen fait sur des cristaux préparés par M. Péligot a confirmé l'existence des deux axes très-rapprochés que j'avais annoncées dans mon premier mémoire, et qui n'a pu être constatée par M. Grailich. Tous ces cristaux étaient encore maclés; seulement, sur un échantillon où les plans de jonction sont beaucoup plus nets qu'à l'ordinaire, j'ai pu m'assurer que la macle, au lieu de se faire suivant une loi particulière, comme je l'avais d'abord supposé, offre exactement la même disposition que celle de la baryte carbonatée, de l'alstonite, etc.; par conséquent les plans d'assemblage sont des faces *m*, et le contour hexagonal est formé par des faces g^1. Le plan des axes est *perpendiculaire* à ces faces, ou *parallèle* à h^1.

La dispersion est tout à fait nulle, et les hyperboles ont des bordures intérieures et extérieures d'une nuance bleuâtre uniforme : avec les verres monochromatiques, il semble que $\rho > v$. Une élévation de température, même considérable, ne change rien ni à l'écartement des axes ni à l'orientation de leur plan.

FORMIATE DE CHAUX. — J'ai dit dans mon premier mémoire que la dispersion des axes était très-forte : avec le microscope, comme avec le prisme de Nicol, les bordures des hyperboles ont les nuances les plus vives, indiquant $\rho < v$.

La mesure directe m'a, en effet, donné :

2E = 38° 40′ rouge.
43° à 43° 10′ violet.

M. de Lang a trouvé :

39° 10′ rouge.
40° 20′ jaune.
42° 50′ vert.
44° 30′ bleu.

FORMIATE DE BARYTE. — Suivant M. Grailich, la dispersion est notable et $\rho < v$.

2E = 167° 54′ rayons rouges.
170° rayons bleus.

OXALATE DE MANGANÈSE ROSE; $MnOC^2O^3 + 3Aq$; Gorgeu. — Prisme rhomboïdal droit de 104°. Plan des axes parallèle à h^1; bissectrice normale à la base. Double réfraction énergique; axes très-écartés; Dx.

TERPINE. — Deux hydrates de térébenthine préparés par M. Berthelot, et provenant, l'un du pin maritime, l'autre du pin d'Australie, m'ont offert des prismes rhomboïdaux droits de 102° complétement isomorphes; le plan des axes est parallèle à g^1, et la bissectrice normale à h^1; les axes sont très-écartés. La dispersion est assez notable, et la disposition des couleurs qui bordent

les hyperboles, soit au microscope, soit avec le prisme de Nicol, conduit sans hésitation à $\rho > v$.

M. Grailich donne, au contraire, pour une *terpine* sans désignation d'origine : $\rho < v$; $2E = 143° 10'$ environ.

On sait, par les recherches de M. Berthelot, que les diverses essences de térébenthine sont des composés isomères qui ne diffèrent entre eux que par l'amplitude de leur pouvoir rotatoire; les cristaux de leurs hydrates paraissent aussi complétement isomorphes, et jusqu'ici ils n'ont présenté aucune différence appréciable.

Acide citrique. — La dispersion de cette substance est assez marquée, et les bordures des hyperboles indiquent $\rho > v$. M. de Lang donne aussi $\rho > v$ et $2E = 113° 44'$.

Lorsque les lames sont très-minces et qu'on emploie le microscope, les hyperboles sont entourées par des couleurs assez vives et très-distinctes, bleues *extérieurement*, rouges *intérieurement*; mais avec le prisme de Nicol, on n'a plus qu'une teinte bleue violacée à l'*extérieur* et une teinte verdâtre à l'*intérieur*: le microscope paraît donc ici aviver les couleurs sans changer leur distribution.

B. *Cristaux dont la ligne moyenne coïncide avec l'axe de plus grande* ÉLASTICITÉ *optique, ou cristaux* NÉGATIFS.

Cordiérite. — La dispersion des axes paraît variable en intensité dans les échantillons de diverses provenances, mais elle conserve toujours le même sens; les couleurs qui bordent les hyperboles, vues au microscope ou au prisme de Nicol, indiquent nettement $\rho < v$.

STILBITE. — Dans ce minéral, la dispersion est faible; cependant les hyperboles, vues au microscope et au prisme de Nicol, annoncent $\rho < v$.

MICA. — Dans les micas à axes écartés, la dispersion est appréciable, surtout au microscope, et d'après les bordures des hyperboles, $\rho > v$ comme l'indique M. Grailich.

Dans les micas à axes rapprochés, la dispersion est au contraire sensiblement nulle; lorsqu'elle paraît exister, il semble que ρ soit $< v$ pour les micas où le plan des axes est parallèle à la petite diagonale, et que ρ soit $> v$ pour ceux où ce plan est parallèle à la grande diagonale; Dx.

LÉPIDOLITE. — Dans les échantillons qu'il a examinés, M. Grailich a trouvé $2E = 51° 50'$ et $\rho > v$.

MARGARITE. — Selon toute probabilité, ce nom s'applique comme celui de mica à toute une famille de minéraux plutôt qu'à une seule espèce; les lames que j'ai citées dans mon premier mémoire avaient deux axes rapprochés; M. Grailich a au contraire trouvé $2E = 100°$ et $\rho > v$.

ANTIGORITE. — Les analyses de M. Brush prouvent que cette substance n'est qu'une serpentine; les deux axes rapprochés qu'elle possède font voir que cette serpentine a une structure essentiellement cristalline, et leur disposition semble indiquer que sa forme doit être rapportée au prisme rhomboïdal droit.

LEUCOPHANE. — Les lames sur lesquelles j'avais fait mes premières observations avaient une forme tout à fait indéterminable; un cristal passablement net, appartenant à M. Adam, m'a montré que le plan des axes est probablement parallèle à la grande diagonale du prisme de 91°, duquel on peut faire dériver les modifications de ce minéral.

La dispersion est très-faible; cependant les indications du microscope, comme celles du prisme de Nicol, prouvent que $\rho > v$. L'écartement extérieur des axes ne m'a pas paru différer d'une manière sensible sous le verre rouge et sous la solution de sulfate de cuivre ammoniacal; sa mesure m'a donné approximativement : $2E = 73°45'$ à $73°50'$.

TALC. — La dispersion du talc est très-sensiblement nulle, cependant on pourrait peut-être admettre $\rho > v$; Dx.

PYROPHYLLITE de l'Oural et de Spa. — La dispersion quoique faible est encore appréciable, et les bordures des hyperboles indiquent $\rho > v$; Dx.

ARRAGONITE. — Dans mon premier mémoire, j'ai dit que l'angle apparent des axes moyens était égal à 30°50'; les bordures des hyperboles indiquent une dispersion peu considérable et $\rho < v$, résultat qui s'accorde avec celui des mesures directes; en effet, MM. Heusser et Grailich ont trouvé :

	Rouge.	Jaune.	Vert.	Bleu.	
$2E =$	30° 43',	30° 50',	31° 7',	31° 30' à 22° ou 25° C.	Heusser.
	30° 40',			31° 35'.	Grailich.

WHITÉRITE. — La dispersion des axes est très-faible et ce n'est qu'avec peine qu'on peut conclure à l'aide du microscope $\rho > v$. M. Grailich indique également $\rho > v$ et $2E = 20°$ environ.

STRONTIANE CARBONATÉE. — Dans mon premier mémoire, j'avais dit d'après Brewster que le plan des axes était parallèle à la petite diagonale de la base. Je me suis assuré depuis, que cette indication était fausse et que les axes s'ouvrent en réalité dans un plan parallèle à la grande diagonale, comme l'a fait remarquer M. Grailich. La dispersion est très-faible; cependant

l'observation au microscope conduit à $\rho < v$; M. Grailich donne aussi $\rho < v$ et $2E = 10° 30'$ environ.

ALSTONITE. — Dans l'alstonite, la dispersion est encore très-faible; toutefois on peut admettre $\rho > v$; Dx.

PLOMB CARBONATÉ. — A 45° du plan de polarisation, les hyperboles sont bordées par des couleurs très-vives qui indiquent une dispersion des axes considérable et $\rho > v$; M. Grailich a en effet trouvé :

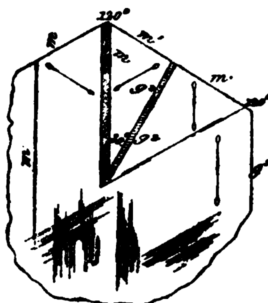
$2E = 19° 31'$ rouge.
$17°$ bleu.

Une plaque bien perpendiculaire à la bissectrice m'a donné, à la flamme de l'alcool salé : $2E = 17° 15'$.

La dispersion peut être observée indifféremment, soit avec le microscope, soit avec le prisme de Nicol.

LEADHILLITE. — La dispersion des axes est notable, et les hyperboles, vues au microscope ou au Nicol, sont bordées par des couleurs assez vives dont la disposition indique $\rho < v$; M. de Lang a trouvé sur des lames mâclées suivant des plans *m*, comme la Whitérite :

$2E = 15°$ rouge.
$20°$ jaune.
$25°$ bleu.



J'ai aussi observé plusieurs fois des plaques offrant des faces d'assemblages parallèles à *m*, mais en même temps il en existait d'autres, parallèles au prisme g^1. Voici à peu près la disposition que présente une plaque de ce genre.

BICARBONATE D'AMMONIAQUE. — Ce sel, dont j'ai déjà décrit les propriétés optiques biréfringentes dans mon

premier mémoire, possède une dispersion des axes très-faible ; de nouvelles mesures m'ont pourtant conduit à admettre $\rho < v$, car elles m'ont donné :

$$2E = 66°\,35' \text{ rouge.}$$
$$66°\,41' \text{ violet.}$$

Azotate de potasse. — Les bordures des hyperboles ont des couleurs vives qui annoncent une dispersion considérable et $\rho < v$; M. Grailich a trouvé en effet :

$$2E = 6°\,15' \text{ rouge.}$$
$$8°\,45' \text{ bleu.}$$

Sulfate de magnésie. — La dispersion des axes est faible, et par suite les couleurs qui bordent les hyperboles sont peu tranchées ; cependant, vues avec le Nicol et la glace noire, elles indiquent $\rho > v$; seulement le bleu extérieur est un peu verdâtre et le rouge intérieur légèrement violacé. La mesure directe de l'écartement apparent m'a fourni des nombres presque identiques pour les axes rouges et pour les axes violets dans certaines plaques ; dans d'autres plaques, au contraire, j'ai trouvé une différence appréciable en accord avec l'indication des hyperboles. Voici les résultats :

	1re plaque.	2e plaque.	3e plaque.	
2E =	77° 59′	78° 5′	78° 11′	rouge.
	77° 43′	77° 44′	78° 3′	violet.

M. Grailich admet, au contraire, $\rho < v$.

Sulfate de zinc. — Ce sel possède, comme le sulfate de magnésie, une dispersion très-faible ; de plus, il paraît offrir une absorption particulière qui rend incertaine l'appréciation des teintes formant les bordures des hyperboles, comme je l'ai fait voir dans la note, page 345. La mesure directe m'a donné :

$$2E = 70°\,23' \text{ rouge.}$$
$$70°\,6' \text{ violet.}$$

Dans des plaques minces normales à un seul axe, on a du bleu grisâtre à l'*extérieur* et du jaune pâle à l'*intérieur;* par conséquent les axes réels semblent avoir une dispersion semblable à celle des axes apparents.

M. Grailich, dans ses deux publications, donne $\rho < v$, comme pour le sulfate de magnésie.

Sulfate de nickel. — Malgré l'absorption que présente ce sel, on y observe une dispersion des axes assez notable et $\rho > v$. J'ai trouvé pour l'écartement apparent :

$$2E = 64° 24' \text{ rayons rouges.}$$
$$63° 45' \text{ rayons violets.}$$

Les bordures des hyperboles ont des couleurs plus vives au microscope qu'avec le prisme de Nicol; mais leur disposition est la même sous les deux appareils, et elle s'accorde avec les résultats précédents.

On trouve dans le mémoire de M. de Lang :

$$\beta = 1,4660 \text{ rouge.}$$
$$1,4672 \text{ jaune.}$$
$$1,4700 \text{ vert.}$$
$$2E = 64° 12', \quad 2V = 42° 28'.$$

Sulfate de protoxyde de cérium ; $CeOSO^3 + 3Aq$. — Prisme rhomboïdal droit de 92° 37'; Marignac. — Cristaux offrant ordinairement la forme d'un octaèdre rhomboïdal dont les angles sont : 114° 12' sur l'arête culminante antérieure, 111° 10' sur l'arête culminante de côté, et 103° 14' sur une arête de la base. — Plan des axes parallèle à la base ; bissectrice parallèle à la grande diagonale de cette face.

Dispersion des axes faibles ; $\rho > v$, d'après les bordures des hyperboles vues au microscope d'Amici ; Dx.

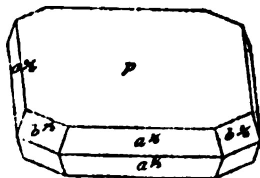
Sulfite de cuivre et de potasse. $(Cu^2OSO^2, CuOSO^2, 5Aq) (Cu^2OSO^2, KOSO^2)$; Péan Saint-Gilles. — Prisme rhomboïdal droit de 93° environ ; Dx. — Plan des axes parallèle à h^1 ; bissectrice normale à la base. Comme

ce sel est chimiquement isomorphe avec le *sulfite de cuivre et d'ammoniaque* qui se range sans hésitation parmi les substances à un axe, peut-être doit-on le rapporter également au prisme quarré, et la division très-marquée de la croix noire ne tient-elle comme dans le béryl, qu'à des irrégularités de cristallisation; cependant la *chalcolite* et l'*autunite* nous offrent un exemple remarquable de deux corps dont les compositions chimiques se rapportent bien à la même formule, mais dont les cristaux présentent des formes géométriques tout à fait incompatibles quoique très-voisines.

AUTUNITE. — La dispersion est assez notable dans les lames provenant d'Autun, et les bordures des hyperboles, vues au microscope, indiquent $\rho > v$.

On a trouvé dans différentes mines du Cornwall (voyez le *Manual of the mineralogy of Great Britain and Ireland*. par R. P. Greg et W. Lettsom) de très-petits cristaux transparents, d'un jaune clair, qui sont regardés comme de l'*autunite*, et qui comme elle possèdent deux axes de double réfraction : ces axes, fortement écartés, ont leur plan parallèle à la petite diagonale de la base, comme la variété d'Autun décrite dans mon premier mémoire.

La forme primitive à laquelle on peut rapporter les cristaux de Cornwall est un prisme rhomboïdal droit de 90° 43', ainsi qu'il résulte des mesures assez exactes que j'ai pu prendre sur un petit échantillon isolé que je dois à l'obligeance de M. Greg. Ces cristaux, qu'on avait



regardés jusqu'ici comme offrant une combinaison de deux octaèdres à base quarrée, se composent en réalité d'un octaèdre rhomboïdal $b^{1/2}$ et de deux biseaux $a^{1/2}$ et $e^{1/2}$ placés,

le premier sur les angles solides obtus, le second sur les angles aigus de la forme primitive.

Les angles calculés, comparés aux angles mesurés, sont les suivants :

	Calculé.	Mesuré.
mm	$= 90° 43'$	
* $pa^{1/2}$	$= 109° 6'$	109° 6', bonne observation.
$pe^{1/2}$	$= 109° 19'$	109° 17', moyenne.
* $pb^{1/2}$	$= 116° 14'$	116° 14', bonne moyenne.
$b^{1/2} a^{1/2}$	$= 138° 24'$	138° 30', bonne moyenne.
$a^{1/2} e^{1/2}$	$= 96° 13'$	95° 52', environ.

$b : h :: 1000 : 1014{,}561$.

J'ai trouvé pour l'indice moyen mesuré sur le prisme formé par deux faces $a^{1/2}$ opposées : $\beta = 1{,}572$; centre des rayons rouges.

Il est donc incontestable maintenant que la *chalcolite* ou phosphate d'urane cuivreux dont la composition s'exprime par la formule $CuOPO^5 + U^2O^3PO^5 + 8Aq$, n'est ni géométriquement ni optiquement isomorphe avec l'*autunite* ou phosphate d'urane et de chaux qui a une composition semblable représentée par la formule $CaOPO^5 + U^2O^3PO^5 + 8Aq$. Ces deux minéraux ont seulement des formes cristallines très-voisines l'une de l'autre.

CHILDRÉNITE; $2(\dot{Fe}, \dot{Mn})^4 \dddot{\ddot{P}} + \dddot{Al}^2\dddot{\ddot{P}} + 15Aq$; Rammelsb. — Prisme rhomboïdal droit de 111° 54'; cristaux offrant ordinairement la forme d'une double pyramide hexagonale composée de huit faces $b^{3/4}$ fortement striées parallèlement à leurs intersections horizontales, et de quatre faces $e^{1/2}$ plus unies; clivage peu net parallèlement à g^1. — Plan des axes parallèle à la grande diagonale de la base; bissectrice normale à cette face ; $2E = 62°$ environ pour la lumière blanche.

Dispersion des axes assez notable ; $\rho > v$, d'après les

bordures des hyperboles vues au microscope polarisant; Dx.

LIBÉTHÉNITE; phosphate de cuivre hydraté. — Prisme rhomboïdal droit de 92° 20′; clivages imparfaits suivant g^1 et h^1; cristaux se présentant habituellement en octaèdres rectangulaires formés par quatre faces verticales m, et par quatre faces horizontales e^1. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice normale à g^1; axes excessivement écartés. — La *libéthénite* est, comme la *Thénardite* et le *sulfate de didyme*, à la limite des corps positifs et des corps négatifs; on ne peut apercevoir les courbes isochromatiques et la naissance de anneaux, que dans une lame excessivement mince taillée sur l'angle aigu $\frac{m}{m}$; une lame tangente à l'arête obtuse $\frac{m}{m}$ montre cependant des apparences analogues, seulement cette lame doit être encore plus amincie que la première et les couleurs y sont moins accusées; Dx.

OLIVÉNITE; arséniate de cuivre en prisme droit. — Prisme rhomboïdal droit de 92° 30′; traces de clivage suivant les faces e^1 et m. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice normale à g^1; axes très-écartés.

Deux lames très-minces parallèles à g^1 et à h^1 montrent la naissance d'anneaux qui paraissent avoir à peu près le même écartement dans l'une que dans l'autre; mais la première offre des courbes isochromatiques à couleurs un peu plus vives que la seconde, et la compensation y exige une lame de quartz un peu moins épaisse. L'*olivénite* se trouve donc aussi à la limite des corps positifs et des corps négatifs, et elle présente avec la *libéthénite* le triple isomorphisme de la composition de la forme et des propriétés optiques biréfringentes; Dx.

DIASPORE. — Prisme rhomboïdal droit de 129°50′; clivage parfait suivant g^1, moins parfait suivant *m*. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice normale à g^1; axes très-écartés. — Ce n'est que dans des lames excessivement minces de Naxos, que j'ai pu constater la direction du plan des axes et le sens de la double réfraction; toutefois la compensation qui s'établit en différentes directions avec des plaques de quartz plus ou moins épaisses, sur des lames de clivage extraites des échantillons de Schemnitz semble prouver également que la bissectrice aiguë et le plan des axes ont bien réellement l'orientation que j'indique ici.

CHROMATE JAUNE DE POTASSE A DEUX AXES. — La dispersion des axes est très-forte dans ce sel, et les bordures des hyperboles indiquent nettement $\rho > v$.

Dans une plaque un peu oblique à la bissectrice, j'ai trouvé approximativement :

$$2E = 105° \text{ rouge.}$$
$$94°40' \text{ violet.}$$

CHROMATE DE MAGNÉSIE. — M. Grailich annonce que dans ce sel la dispersion est notable et $\rho < v$; il a trouvé : $2E = 70°$.

ÉMÉTIQUE; tartrate double d'antimoine et de potasse. — Prisme rhomboïdal droit de 92°36′; clivage très-facile suivant la base. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice parallèle à la grande diagonale de cette face; Dx. — Suivant M. de Lang, la double réfraction et la dispersion sont faibles : $2E = 75°30'$, et $\rho > v$.

Les bordures des hyperboles m'ont en effet montré au microscope le rouge *intérieur*, le bleu *extérieur*, mais avec des couleurs assez tranchées.

LÉVO ET DEXTROTARTRATE DE SOUDE ET D'AMMONIAQUE;

sel de Seignette ammoniacal. — Prisme rhomboïdal droit de 98° 40′ (Rammelsb.), ou de 100° (Pasteur), hémiédrique; géométriquement isomorphe avec le sel de Seignette potassique. — Plan des axes parallèle à h^1; bissectrice normale à la base :

$2E = 100°$, $2V = 62°$, rayons rouges.
$70°$, $46°$, rayons violets.

$\beta = 1,490$ lévotartrate; $\beta = 1,495$ dextrotartrate; Senarmont.

C'est à ce sel que doit s'appliquer la détermination faite autrefois par M. de Senarmont sur le sens de la double réfraction, et sur la direction de la bissectrice dans le sel de Seignette; c'est donc par inadvertance, comme l'a remarqué M. de Lang, que dans mon premier mémoire je n'ai pas reporté au sel ammoniacal une observation qui en réalité n'était fausse que pour le sel potassique.

Bimalate d'ammoniaque. — La dispersion des axes dans ce sel est assez faible, et quoique sa double réfraction énergique facilite la mesure directe de l'écartement apparent, cette mesure ne m'a pas fourni de différence bien appréciable entre les axes rouges et les axes violets : cependant les bordures des hyperboles ont des couleurs assez vives au microscope pour indiquer $\rho > v$; avec le prisme de Nicol, la disposition est la même, et le bleu extérieur est nettement accusé; mais le jaune intérieur est à peine visible dans les plaques très-minces; dans des plaques plus épaisses, les épanouissements des hyperboles offrent *extérieurement* du bleu, *intérieurement* du jaune verdâtre bien tranchés.

M. Grailich admet, au contraire, $\rho < v$ avec une dispersion faible.

Citrate de soude; $NaO\bar{C} + 3Aq$. — Prisme rhom-

boïdal droit de 137° 4′; clivages, assez facile suivant la base, incomplet suivant g^1. — Plan des axes parallèle à la base; bissectrice parallèle à la petite diagonale de cette face. — Double réfraction très-énergique.

J'ai trouvé pour l'écartement apparent:

2E = 104° rouge.
105° 35′ violet.

La dispersion est faible, et les bordures des hyperboles m'ont présenté une anomalie singulière, que j'ai décrite dans la note de la page 343.

M. Grailich a également observé $\rho < v$.

Formiate de strontiane. — La dispersion des axes est assez notable dans ce sel, et les bordures des hyperboles indiquent, avec le prisme de Nicol, $\rho < v$.

J'ai trouvé avec les verres monochromatiques:

2E = 112° 9′, rouge.
113° 12′, violet.

J'avais indiqué dans mon premier mémoire 2E = 112° 15′ pour la lumière blanche.

Codéine. — D'après M. Grailich, l'écartement apparent est supérieur à 150° et $\rho < v$.

Sorbine. — La dispersion des axes est notable; les bordures des hyperboles offrent des couleurs aussi tranchées sous le microscope que sous le Nicol, et leur disposition annonce $\rho < v$. — De nouvelles mesures m'ont, en effet, conduit aux valeurs:

2E = 98° 40′ à 99°, rouge.
104° 40′ à 105°, violet.

III. CRISTAUX DÉRIVANT DU PRISME RHOMBOÏDAL OBLIQUE.

A. *Cristaux dont la bissectrice coïncide avec l'axe de plus* PETITE *élasticité optique*, *ou cristaux* POSITIFS.

EUCLASE. — La dispersion des axes n'est pas très-forte ; cependant, en prenant la moyenne d'un assez grand nombre de mesures, j'ai trouvé :

$2E = 88°47'$, rouge.
$88° \ 1'$, violet.

Donc $\rho > v$.

La dispersion *inclinée* est très-bien indiquée par une grande différence dans la vivacité des couleurs des deux systèmes d'anneaux ; j'ai décrit en détail dans la note de la page 344 les phénomènes qui se manifestent lorsqu'on examine des plaques d'euclase avec le microscope d'Amici ou avec le prisme de Nicol.

DIOPSIDE. — Un échantillon très-pur, d'un vert pâle, m'a fourni trois prismes parallèles aux trois axes d'élasticité optique, à l'aide desquels j'ai déterminé les indices ; j'ai trouvé pour la partie jaune du spectre :
$\alpha = 1{,}7026$, $\beta = 1{,}6798$, $\gamma = 1{,}6727$.

On tire de ces nombres : $2V = 58°59'$, $2E = 111°34'$ (1).

Cette valeur de 2E est très-rapprochée de celle qu'on obtient par la mesure directe qui m'a donné :

$2E = 111°40'$, rouge.
$111°20'$, jaune.
$110°51'$, violet.

Un travail publié par M. Heusser sur la dispersion propre aux cristaux du système monoclinique (*Annales*

(1) Les angles réfringents et les déviations minima correspondantes qui m'ont donné les valeurs de α, β et γ, sont :

$I = 33°46'$,	$D = 25°30'15''$.
$I' = 49°16'$,	$D' = 39°36'45''$.
$I'' = 49°46'30''$,	$D'' = 39°45'$.

de Poggendorff, tome XCI), contient les résultats suivants relatifs au diopside :

β	2V	2E	
1,67810	59° 8′	112° 27′,	rouge.
1,68135	58° 57′	112° 12′,	jaune.
1,68567	58° 42′	112° 10′,	vert.
1,69372	58° 10′	111° 41′,	bleu.

On voit que mes nombres s'accordent aussi bien que possible avec ceux de M. Heusser.

D'après les observations de ce savant, le diopside présente, dans sa dispersion *inclinée*, un phénomène remarquable : en effet, pour les axes réels, les couleurs sont symétriquement distribuées dans les deux systèmes d'anneaux, et à 45° du plan de polarisation, elles présentent le rouge à l'*intérieur*, le bleu à l'*extérieur;* seulement l'écart des différentes couleurs entre elles est plus grand dans un système que dans l'autre : pour les axes apparents, on observe, au contraire, du rouge *intérieur*, du bleu *extérieur* très-vifs dans un système; du rouge *extérieur*, du bleu *intérieur* très-pâles dans l'autre système. Ce désaccord entre la dispersion des axes réels et celle des axes apparents s'explique, suivant M. Heusser, par la différence des indices pour les diverses couleurs.

Comme le diopside possède une double réfraction énergique, c'est surtout en opérant avec le Nicol et la glace noire que la dissymétrie des couleurs est marquée dans les deux systèmes d'anneaux. L'un de ces systèmes a une dispersion assez faible pour que le microscope et le prisme de Nicol manifestent l'anomalie que j'ai signalée dans la note de la page 344.

Désirant vérifier si l'observation directe s'accordait avec les résultats admis par M. Heusser, j'ai fait tailler un cylindre de diopside dont l'axe était perpendiculaire

au plan des axes optiques; mais quoique cette opération ait été très-habilement exécutée par M. Soleil fils, je n'ai pu voir d'une manière nette, dans ce cylindre, que le système d'anneaux à couleurs vives; l'autre système était tout à fait indistinct. J'ai fait alors travailler, normalement au plan de symétrie, un prisme d'environ 121° ayant ses faces aussi perpendiculaires que possible à chacun des axes moyens (1) : les hyperboles vues à travers ces faces, soit au microscope, soit au prisme de Nicol, montrent dans le système à couleurs vives, du bleu *extérieurement*, du rouge *intérieurement*, et dans le système à couleurs pâles, du jaune faible à l'*intérieur*, et du bleu net à l'*extérieur*. Les deux systèmes d'axes réels ont donc bien leurs couleurs distribuées d'une manière symétrique, mais avec des teintes beaucoup plus vives d'un côté que de l'autre, comme l'indiquent les mesures de M. Heusser.

Amphibole. — Prisme rhomboïdal oblique de 124° 30'; ph^1 = 104° 58'; clivage très-facile suivant les faces *m*; hémitropie autour de h^1, habituelle dans la *hornblende*.



— Plan des axes parallèle à g^1; bissectrice faisant un angle d'environ 29° 58' avec une normale à la base, et un angle de 105° avec une normale à h^1 antérieur, pour la hornblende; pour la *pargassite* bleue ou noire, ces angles paraissent être respectivement égaux à 32° 58' et à 108°.

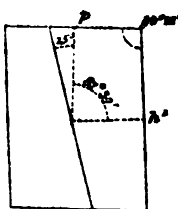
2E = 100° à 105° dans la *pargassite*. — La disper-

(1) Les quatre faces du prisme sont bien dans la même zone; deux d'entre elles sont inclinées de 120° 51'; pour les deux opposées l'angle est de 121° 4'. L'angle réel des axes moyens mesuré à la flamme de l'alcool salé a été trouvé égal à 59° 3' d'un côté et à 59° 8' de l'autre côté.

sion des axes est très-faible; la dispersion *inclinée* est elle-même très-peu marquée; cependant l'une des hyperboles montre au microscope d'Amici une bordure jaunâtre *extérieurement*, et une bleuâtre *intérieurement*; tandis que l'autre système n'offre qu'une teinte bleuâtre des deux côtés; Dx.

Il résulte de ces observations que si les minéraux du groupe *amphibole* ont une double réfraction de même signe que ceux du groupe *pyroxène*, la bissectrice a une direction tellement différente dans les uns et dans les autres, qu'il n'est guère possible de les réunir en une seule espèce, comme on a cherché à le faire dans ces derniers temps : on sait, en effet, que la position des bissectrices est le caractère optique le plus constant dans les corps cristallisés, et rien jusqu'ici n'autorise à regarder comme appartenant à la même espèce minérale deux substances dont les lignes moyennes feraient entre elles un angle d'environ 53°.

CHESSYLITE; cuivre carbonaté bleu. — Prisme rhomboïdal oblique de 99° 32′; $pm = 91° 48′$, $ph^1 = 92° 21′$. — Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale de la base; bissectrice faisant un angle d'environ 15° avec une normale à la base, et un angle de 102° 39′ avec une normale à h^1 antérieur. 2E = 130° environ. Des lames même très-minces ne laissent passer que les rayons bleus et une partie des verts. La double réfraction paraît très-énergique; Dx.



GYPSE. — A la température ordinaire, ce minéral offre une dispersion des axes assez forte et une dispersion *inclinée* très-marquée. Vers 15° ou 18° C., j'ai trouvé avec les verres monochromatiques sur plusieurs plaques :

2E = 97° 48′ à 99°, rouge; 95° 11′ à 97°, violet.

Observée avec un Nicol et une glace noire, l'une des hyperboles est bordée par des couleurs très-vives, rouge un peu vineux à l'*extérieur*, et vert bleuâtre à l'*intérieur;* l'autre hyperbole, qui traverse des anneaux d'un diamètre très-supérieur à celui des premiers, s'épanouit en larges branches offrant *extérieurement* un beau violet, et *intérieurement* du vert jaunâtre.

SULFATE DE POTASSE ET DE MAGNÉSIE; $KOSO^3+MgOSO^3+6Aq$; isomorphe avec le sulfate d'ammoniaque et de magnésie. — Prisme rhomboïdal oblique d'environ 109° 30′; $pm = 104°45'$, $ph^1 = 108° 10'$. — Plan des axes parallèle à g^1; bissectrice faisant un angle d'environ 95° 10′ avec une normale à la base et un angle de 167° avec une normale à h^1 antérieur. $\beta = 1,462$ pour le centre du rouge (1).



$2E = 72°20'$, $2V = 47° 37'$, rouge.
71° 16′, violet.

La dispersion des axes est, comme on le voit, assez forte; l'indice moyen a été mesuré sur la même plaque que l'écartement apparent.

Une autre plaque plus mince m'a donné :

$2E = 73° 5'$, rouge.
72° 19′, violet.

La dispersion inclinée est aussi très-appréciable, et les deux systèmes d'anneaux ont des couleurs fortement dissymétriques; les phénomènes produits par cette dissymétrie dans des plaques de différentes épaisseurs ont été décrits en détail pages 344 et 345.

---

(1) L'angle réfringent et la déviation minimum, qui m'ont servi à calculer l'indice moyen, avaient les valeurs suivantes :

$I = 47° 28'$, $D = 24° 38'$.

Afin de m'assurer si la dissymétrie des couleurs était la même pour les axes réels que pour les axes apparents, j'ai fait tailler un prisme d'environ 132°, ayant ses arêtes perpendiculaires au plan des axes, et ses faces sensiblement normales avec deux faisceaux d'axes optiques ; l'angle réel des axes rouges, mesuré sur ce prisme, est égal à 49° environ, nombre voisin de celui qui se déduit de l'angle apparent et de l'indice moyen. Les couleurs qui bordent les deux hyperboles sont, avec le Nicol et la glace noire polarisant la lumière des nuées : rouge *intérieure*, bleue *extérieure* tranchées, dans un système ; violacée *extérieure*, verdâtre *intérieure* pâles, dans l'autre système. A la lumière d'une lampe, les couleurs vives ne changent pas ; les couleurs lavées deviennent rougeâtre *extérieurement*, bleuâtre *intérieurement*. On peut conclure de là que la dispersion se manifeste de la même manière dans les axes intérieurs et dans les axes apparents, contrairement à ce que j'ai observé pour le diopside.

M. Heusser, qui a examiné avec soin le *sulfate d'ammoniaque* et *de magnésie* (*Poggendorff's Annalen*, vol. XCI), sel isomorphe avec le précédent, a trouvé pour l'écartement apparent dans ce sel et pour l'indice moyen :

	Rouge.	Jaune.	Vert.	Bleu.
$2E =$	77° 26′	77° 28′	76° 59′ 30″	75° 50′
$\beta =$	1,46772	1,47369	1,47866	1,48461

En calculant l'écartement des axes réels à l'aide de ces données, on remarque que chaque système d'anneaux présente la même succession de couleurs, bleu en *dedans*, vert, jaune, rouge en *dehors ;* seulement d'un côté, les axes bleus s'écartent des rouges de 1° 6′, tandis que de l'autre côté ils ne s'en écartent que de 0° 25′. Les axes apparents offrent, au contraire, dans l'un des

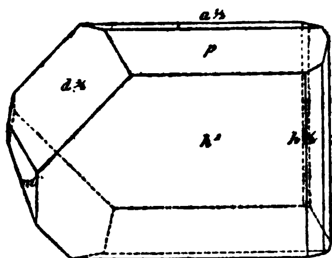
systèmes, en partant de la normale à la plaque, la succession régulière, bleu *intérieur*, vert, jaune, rouge *extérieur;* tandis que dans l'autre système, le bleu *intérieur* est immédiatement suivi du rouge, puis vient le jaune et enfin le vert *extérieur;* les différents axes sont d'ailleurs plus rapprochés dans un système que dans l'autre, et cette distribution anomale des couleurs donne aux anneaux extérieurs un aspect excessivement dissymétrique.

M. Heusser conclut des mesures qu'il a prises sur le diopside et sur le sulfate *ammoniaco-magnésien*, que dans les cristaux appartenant au système du prisme rhomboïdal oblique où le plan des axes optiques pour toutes les couleurs coïncide avec le plan de symétrie, les axes *réels* présentent, *intérieurement* et *extérieurement*, les mêmes couleurs dans chaque système d'anneaux, tandis que les axes apparents peuvent offrir, d'un côté, bleu *intérieur*, rouge *extérieur*, et de l'autre côté, rouge *intérieur*, bleu *extérieur*.

Mes observations directes sur la dispersion des axes intérieurs dans le *diopside*, dans le *sulfate de potasse et de magnésie*, et surtout dans le *formiate de cuivre*, dont il sera question plus loin, prouvent qu'on ne peut pas admettre la généralisation proposée par M. Heusser, et qu'il est incontestable que les axes réels et les axes apparents présentent, tantôt la même disposition symétrique ou dissymétrique de leurs couleurs, tantôt des dispositions différentes.

SULFATE DE STRYCHNINE A DOUZE ATOMES D'EAU. — Prisme rhomboïdal oblique de 24°57′; $pm = 93°44'$; $ph^1 = 107°33'$; face $d^{1/2}$ hémièdre à gauche, paraissant en relation avec le faible pouvoir rotatoire gauche de la solution aqueuse. — Clivage interrompu parallèle à la base. — Plan des axes parallèle à la diagonale ho-

rizontale de la base, faisant un angle d'environ 15° 10' avec une normale à la base, et un angle de 57° 17' avec une normale à h^1 antérieur; bissectrice perpendiculaire à la diagonale horizontale, faisant un angle de 74° 50' avec la diagonale inclinée en avant : $2E =$ 16° 30' à 17°; $\gamma = 1{,}594$ pour le centre du rouge (1).



La dispersion des axes est notable, et les bordures symétriques des hyperboles indiquent $\rho < v$.

La dispersion *horizontale* est aussi des plus marquées; mais comme les cristaux sont toujours petits et fortement aplatis suivant h^1, on ne peut constater ces deux phénomènes qu'avec le microscope d'Amici.

J'ai dit dans mon premier mémoire qu'on obtenait toujours ce sulfate de strychnine à 12 atomes d'eau, lorsque la cristallisation s'opérait vers 40° C., et que d'après les observations de M. Schabus, sa forme appartenait au prisme rhomboïdal droit : je n'avais pas pu alors vérifier cette assertion sur les aiguilles de forme indéterminable que je possédais seules, et qui me suffisaient d'ailleurs parfaitement, puisque c'était à l'aide de leur dissolution que je me procurais les octaèdres quarrés de sulfate à 13 atomes d'eau, dans lesquels je venais de découvrir la polarisation circulaire. C'est seulement depuis cette époque que j'ai trouvé chez MM. Ménier des cristaux assez nets et assez transparents pour

(1) Le prisme réfringent qui m'a servi à mesurer l'indice minimum était formé par une face p et par une face h^1 se rencontrant sous l'angle de 72° 27'; la déviation minima correspondante a été trouvée égale à 68° 16'.

se prêter aux déterminations optiques et cristallographiques. Voici la comparaison des angles calculés d'après les dimensions de la forme primitive, avec les angles mesurés sur ces cristaux :

	Calculé.	Mesuré.
mm	= 24° 57′ en avant	»
mm'.	= 155° 3′ de côté	155° 15′
h^1m adjacent. . .	= 102° 29′	102° 15′
h^1m opposé. . . .	= 77° 31′	77° 40′
$h^1h^{3/2}$.	= 137° 53′	137° 50′
$h^{3/2}h^{3/2}$.	= 84° 14′ de côté	85°
* ph^1.	= 107° 33′ en avant	107° 33′ moyenne.
$pa^{1/2}$ adjacent. . .	= 154° 20′	154° environ.
$pa^{2/3}$ adjacent. . .	= 148° 2′	148° 30′
* $pd^{1/2}$ antérieur.	= 136° 33′	136° 33′ moyenne.
$d^{1/2}m$ adjacent . .	= 137° 11′	137°
pm antérieur. . .	= 93° 44′	94° environ.
$pd^{1/2}$ postérieur .	= 43° 27′	43° 30′
pm postérieur. .	= 86° 16′	87° 8′ environ.
$d^{1/2}$ supr : $d^{1/2}$ infr.	= 84° 35′	84° 35′ moyenne.
$h^1d^{1/2}$ antérieur. .	= 110° 45′	110° 40′
* $h^1d^{1/2}$ postér. .	= 69° 15′	69° 15′
$ph^{3/2}$ antérieur. .	= 102° 56′	102° 25′
$ph^{3/2}$ postérieur .	= 77° 4′	77° 15′

Angle plan de la base = 23° 49′ 52″.
Angle plan des faces latérales = 107° 9′ 36″.
$b : h :: 1000 : 213,953$.
Demi-diagonale horizontale = 206,470.
Demi-diagonale inclinée = 978,453.

SULFITE DE SOUDE. — Dans mon premier mémoire, j'ai cité pour le sulfite de soude, d'après M. de Senarmont, une dispersion des axes très-forte, d'où résulte $\rho < v$. En examinant des cristaux de ce sel de diverses provenances, j'ai trouvé que les échantillons fraîchement préparés offraient aussi une dispersion considérable ; seulement leurs axes sont beaucoup plus rapprochés que ceux des échantillons anciens qui se recouvrent,

avec le temps, d'une croûte blanche et opaque plus ou moins épaisse : le plan de ces axes rapprochés est alors perpendiculaire à la base et à h^1 ou parallèle au plan de symétrie, pour les rayons rouges et pour la lumière blanche ; leur bissectrice fait un angle d'environ 22° avec une normale à h^1, et un angle de 108° 24′ avec une normale à *p ;* le plan des axes violets est perpendiculaire à celui des axes rouges ou parallèle à la diagonale *horizontale* de la base, et il fait un angle de 22° environ avec une normale à h^1. A 10° C., les cristaux récents n'ont qu'un axe pour les rayons compris entre le vert et le bleu ; par conséquent $\rho > v$. Une légère élévation de température paraît rapprocher les axes rouges, mais ce phénomène ne peut pas être aussi complétement étudié que dans la *Glaubérite*, parce que si l'on chauffe un peu le sel, il devient très-promptement opaque.

SPHÈNE. — Dans ce minéral, la dispersion des axes est très-forte ; mais je n'ai pas pu me procurer d'échantillons suffisamment transparents pour mesurer exactement l'écartement des axes avec les verres monochromatiques ; la dispersion *inclinée* paraît, au contraire, très-peu marquée, et les deux hyperboles, vues au microscope d'Amici, présentent des bordures dont les couleurs très-vives sont symétriquement disposées, le bleu à l'*extérieur*, le rouge à l'*intérieur*.

HUREAULITE ; phosphate de fer et de manganèse hydraté. — Prisme rhomboïdal oblique de 61° ; $ph^1 = 90° 33'$. — Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale de la base ; bissectrice faisant un angle d'environ 15° avec une normale à h^1, et un angle de 74° 27′ avec une normale à *p ;* axes très-écartés. Examinée à la loupe dichroscopique, la variété jaune est assez fortement dichroïte ; la variété rose donne deux images également

incolores. Les axes sont trop écartés et les échantillons trop petits pour qu'on puisse s'assurer s'il existe une dispersion *horizontale*, et quel est le sens de la dispersion des axes; Dx.

CYANURE DE BARYUM ET DE PLATINE. — Dans mon premier mémoire, j'avais simplement noté, d'après M. de Senarmont, que la dispersion des axes est très-forte; des mesures prises avec les verres monochromatiques m'ont donné :

$$2E = 35^\circ\,13',\ \text{rouge.}$$
$$31^\circ\,16',\ \text{jaune.}$$
$$27^\circ\,16',\ \text{vert.}$$

La dispersion *inclinée* ne se manifeste pas ici par une dissymétrie dans la disposition des couleurs qui bordent les hyperboles, car soit au microscope, soit avec le Nicol, on voit dans les deux systèmes du rouge à l'*intérieur* et du bleu verdâtre à l'*extérieur;* seulement les anneaux de l'un des systèmes ont une forme elliptique infiniment plus allongée que ceux de l'autre système.

QUERCITE. — Prisme rhomboïdal oblique de 106° 30'; $pm = 106^\circ 43'$, $ph^1 = 111^\circ 3'$, $pa^1 = 126^\circ 38'$; troncatures latérales e^1 offrant souvent une tendance à l'hémiédrie; Senarmont. — Plan des axes parallèle à g^1; bissectrice faisant un angle d'environ 39° avec une normale à la base, et un angle d'environ 14° 52' avec une normale à la modification postérieure a^1. — La dispersion des axes est notable, puisque j'ai trouvé :

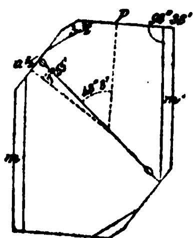
$$2E = 55^\circ\,10'\ \text{environ, rouge.}$$
$$57^\circ\,50'\ \text{environ, violet.}$$

La dispersion *inclinée* est accusée par une grande différence dans la vivacité des couleurs des deux systèmes d'anneaux : leur disposition est d'ailleurs semblable sous le microscope et sous le prisme de Nicol;

l'une des hyperboles est bordée par du rouge très-vif à l'*extérieur*, et par du bleu très-vif à l'*intérieur ;* l'autre hyperbole montre ses couleurs distribuées de la même manière, mais avec des nuances tellement affaiblies que dans une plaque un peu mince, le Nicol ne montre qu'une teinte bleuâtre à l'*intérieur* et une teinte verdâtre à l'*extérieur.*

L'existence de la dispersion *inclinée* prouve que la forme primitive de la *quercite* est bien le prisme rhomboïdal oblique, et non le prisme rhomboïdal droit hémiédrique, comme on pourrait le supposer si l'on ne consultait que ses caractères géométriques.

TAURINE, extraite de la bile. — Prisme rhomboïdal oblique de 111° 28'; $pm = 93°$, $pa^{1/2} = 123° 57'$; $ma^{1/2} = 130° 55'$; Rammelsb. Clivage excessivement net suivant $a^{1/2}$; Dx. — Plan des axes normal à g^1 faisant un angle d'environ 48° 8' avec une normale à la base, et un angle de 7° 55' avec une normale à $a^{1/2}$; bissectrice normale à g^1. A 45° du plan de polarisation, les deux hyperboles ont des bordures symétriques assez tranchées, rouges *extérieurement*, bleues *intérieurement*; la dispersion des axes est donc sensible et $\rho < v$. J'ai, en effet, trouvé sur plusieurs plaques :

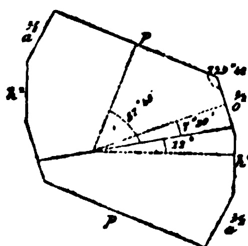


2E = 111° 43' à 112°, rouge.
113° 45' à 114°, violet.

Lorsque le plan des axes est parallèle ou perpendiculaire au plan de polarisation, et qu'on opère avec le prisme de Nicol, les bandes noires qui traversent les anneaux offrent d'un côté une teinte *bleuâtre*, et du côté opposé une teinte *verdâtre.* La dispersion *croisée* est donc faible.

R. *Cristaux dont la bissectrice coïncide avec l'axe de plus* GRANDE *élasticité optique, ou cristaux* NÉGATIFS.

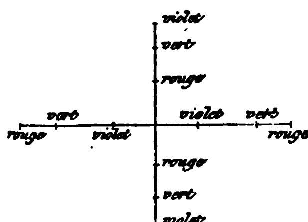
WOLLASTONITE. — Prisme rhomboïdal oblique de 95°35′; $pm = 104°49′$; $ph^1 = 110°12′$; $po^{1/2} = 129°42′$; $pa^{1/2} = 95°23′$; $h^1o^{1/2} = 160°30′$; $h^1a^{1/2} = 154°25′$. La variété de Capo di Bove fournit de petits cristaux composés des faces p, $o^{1/2}$, h^1, $a^{1/2}$, offrant des clivages très-faciles suivant les faces p et $o^{1/2}$. — Plan des axes parallèle au plan de symétrie; bissectrice faisant un angle d'environ 57°48′ avec une normale à la base, un angle de 7°30′ avec une normale à $o^{1/2}$, et un angle de 12° avec une normale à h^1; 2E = 85° environ. Dispersion *inclinée* assez marquée et se manifestant par une différence notable dans la vivacité des couleurs des deux systèmes d'anneaux; dans le système à couleurs vives, l'hyperbole est bordée par du bleu *extérieur* et par du rouge *intérieur*; dans le système à anneaux pâles, les couleurs paraissent avoir la même disposition au microscope; mais avec le prisme de Nicol, elles se réduisent à une nuance bleuâtre de chaque côté.



On voit que la *Wollastonite* qu'on a cherché à rapprocher chimiquement et géométriquement du *pyroxène* en diffère complétement par ses propriétés optiques biréfringentes; en effet, sauf l'orientation du plan des axes qui est, comme dans le pyroxène, parallèle au plan de symétrie, le signe de la bissectrice et sa position sont complétement différents; Dx.

ORTHOSE. — J'ai déjà signalé dans mon premier mémoire les différences que présentent l'écartement et

l'orientation des axes dans les divers points d'une même plaque d'*adulaire* du Saint-Gothard, en apparence homogène. De nouvelles observations sont venues confirmer cette première indication et montrer que l'*orthose* se comporte sous le rapport des propriétés optiques biréfringentes, absolument comme la *Brookite*, la *cymophane* et les mélanges en proportions variables des deux *sels de Seignette* potassique et ammoniacal. Dans les plages où les axes sont très-écartés, les rouges les verts et les violets s'ouvrent dans un même plan presque parallèle à la base et $\rho > v$. Dans les plages où les axes sont très-rapprochés, leur plan est aussi le même pour toutes les couleurs, et tantôt il est encore parallèle à la diagonale horizontale de la base, tantôt il coïncide avec le plan de symétrie; dans ce dernier cas, $\rho < v$. Enfin, dans les plages où les axes rouges sont réunis, les violets sont déparés dans un plan parallèle à g^1.



En cherchant à déterminer la dispersion des axes dans les cristaux du système monoclinique, M. Heusser a rencontré une plaque de feldspath vitreux de l'Eifel où $\rho < v$, et d'autres plaques de la même localité où $\rho > v$; l'écartement a varié dans différentes plaques pour les diverses couleurs du spectre.

M. Heusser n'a pas indiqué l'orientation du plan des axes; mais, d'après ce que je viens de dire, on peut conclure du sens de leur dispersion, que la première plaque avait ses axes ouverts dans un plan parallèle à g^1, et les autres dans un plan parallèle à la diagonale horizontale de la base.

Voici les résultats des mesures de M. Heusser.

Dans la plaque où $< v$:

2E =	28° 48',	rouge.
	30° 46',	vert.
	33° 26',	jaune.
	36° 14',	bleu.

Dans deux autres plaques où $\rho > v$:

Plaque I.

2E = 42° 16',	β = 1,52386,	2V = 27° 22' 35",	rouge.
41° 3',	1,52673,	26° 33' 29",	jaune.
39° 1',	1,52979,	25° 13' 2",	vert.
35° 50',	1,53488,	23° 7' 26",	bleu.

Plaque II.

2E =	41° 27',	rouge.
	40° 23',	jaune.
	38° 17',	vert.

Les bissectrices pour toutes les couleurs tombent donc dans le plan de symétrie, et le plan des axes est perpendiculaire à ce plan.

Dans l'*adulaire* du Saint-Gothard, M. Heusser a trouvé :

	Plaque I.	Plaque II.	
2E =	123° 5'	114° 47',	rouge.
	122° 2'	112° 11',	bleu.

plan des axes à peu près parallèle à la base.

Ces observations de M. Heusser et celles qui me sont propres peuvent servir à expliquer la présence des plages à propriétés optiques opposées que j'ai reconnues dans un même cristal d'*adulaire;* elles conduisent à admettre comme pour la cymophane.

1° Un *adulaire* normal dont les axes, pour toutes les couleurs, sont dans un plan parallèle à la diagonale horizontale de la base, la bissectrice parallèle au plan de symétrie et l'écartement apparent égal à 120° ou 123°; la *pierre de lune* paraît être le représentant de ce type;

2° Un *feldspath vitreux* normal où le plan des axes et la bissectrice, pour toutes les couleurs, sont parallèles

à g^1 et où l'écartement moyen des axes est égal à 30° environ;

3° Des mélanges non homogènes de ces deux variétés principales, présentant les divers phénomènes que j'ai reconnus dans l'*adulaire* du Saint-Gothard.

Toutes les fois que les axes, soit rapprochés, soit écartés, s'ouvrent dans un plan parallèle à la diagonale horizontale de la base, on observe une dispersion *horizontale* qui paraît d'autant plus marquée, que l'écartement des axes est plus grand.

Dans les plages où le plan des axes est parallèle au plan de symétrie, la dispersion *inclinée* n'est accusée que par une différence notable dans la vivacité des couleurs qui bordent les hyperboles; ces couleurs sont symétriquement bleue *intérieure*, rouge *extérieure*, mais elles sont bien plus tranchées dans un système que dans l'autre.

Scolésite. — La dispersion des axes, quoique faible, est sensible. A 45° du plan de polarisation, les bordures des deux hyperboles sont d'une manière symétrique rouge *intérieurement*, bleue *extérieurement*, d'où l'on peut conclure $\rho < v$.

La dispersion *horizontale*, qui devrait exister d'après l'orientation du plan des axes et de la bissectrice, est presque complétement nulle; la petitesse des cristaux et la grande dilatation des anneaux ne permettent du reste d'examiner ces phénomènes qu'au microscope polarisant; Dx.

Borax. — Outre la dispersion *croisée* ou *tournante* si visible dans ce sel, la dispersion ordinaire des axes est très-notable, et $\rho > v$.

J'ai trouvé avec les verres monochromatiques :

2E = 59° 30', rouge.
56° 50', violet.

résultat conforme aux indications que fournissent les bordures symétriques des hyperboles.

DATHOLITE. — Deux petits cristaux très-purs d'Andréasberg m'ont permis de mesurer très-approximativement les trois indices de ce minéral; les valeurs que j'ai trouvées sont :

$\alpha = 1,667$, $\beta = 1,651$, $\gamma = 1,625$, d'où $2V = 75°\ 10'$, rouge.
$\alpha = 1,670$, $\beta = 1,653$, $\gamma = 1,627$, d'où $2V = 76°\ 49'$, jaune (1).

BARYTOCALCITE : $BaOCo^2 + CaOCo^2$. — Prisme rhomboïdal oblique de 106° 54′; $pm = 102°\ 54'$, $ph^1 = 106°\ 8'$; clivages faciles suivant les faces latérales, moins facile suivant la base; Dx. — Double réfraction énergique. Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale, faisant un angle d'environ 25° 38′ avec une normale à h^1 antérieur, un angle de 48° 14′ avec une normale à p et un angle de 93° 22′ avec une normale à l'arête $\frac{x}{x}$; x est la face $(b^1 d^{1/3} g^1) = m$ de Miller, suivant laquelle les cristaux sont toujours fortement allongés; bissectrice parallèle à g^1.

---

(1) Les prismes réfringents étaient formés :

1° Par une face e^1 et par une base artificielle aussi parallèle que possible à la base naturelle, faisant entre elles un angle de 31° 21′ 30″;

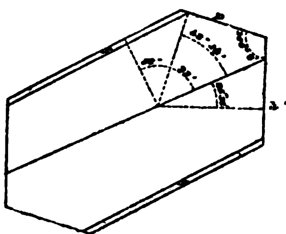
2° Par une base naturelle et par une face taillée aussi parallèlement que possible à la diagonale horizontale de la base et faisant avec cette base un angle de 61° 37′;

3° Par une face naturelle m et par une face verticale artificielle, faisant avec la première un angle de 45° 52′.

Les déviations minima correspondantes ont été :

$D_r = 22°\ 12'$, $D_j = 22°\ 19'$.
$D'_r = 53°\ 54'$, $D'_j = 54°\ 8'$.
$D''_r = 32°\ 42'$, $D''_j = 32°\ 48'$.

La dispersion des axes est faible; j'ai trouvé sur une petite plaque assez perpendiculaire à la bissectrice :

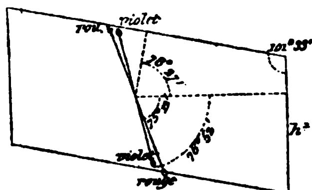


$2E = 23° 15'$, rouge;
$22° 47'$, violet;

donc $\rho > v$; les bordures des hyperboles indiquent le même résultat avec le microscope; avec le prisme de Nicol, les couleurs sont à peine distinctes.

La dispersion *horizontale* est à peu près nulle, et, dans le plan de polarisation, les barres qui traversent les anneaux ont presque exactement la même nuance de part et d'autre; Dx.

Gay-Lussite : $NaOCO^2 + CaOCO^2 + 5HO$, Boussingault. — Prisme rhomboïdal oblique de 68° 50'; $pm = 96° 30'$, $ph^1 = 101° 33'$; clivages très-faciles suivant les faces latérales; difficile suivant la base; Dx. — Double réfraction très-énergique. Plan des axes et bissectrice perpendiculaires à g^1 pour toutes les couleurs. A une température de 10° à 12° C., le plan des axes *rouges* fait un angle d'environ 153° 39' avec une normale à p et un angle de 75° 12' avec une normale à h^1; le plan moyen des axes vus dans la lumière blanche fait avec les mêmes lignes des angles de 154° 35' et 76° 8'; les angles correspondants du plan des axes violets sont respectivement égaux à 155° 19' et 76° 52'. Les cristaux de Gay-Lussite étant rares et généralement mal conformés, je n'ai pas pu jusqu'à présent mesurer ces angles à l'aide du procédé de la mâcle



artificielle recommandé par M. de Senarmont dans les *Annales de chimie et de physique*, 3e série, t. XXXIII, p. 398; par conséquent, les valeurs que je viens de donner, quoique étant la moyenne d'un très-grand nombre d'observations faites sur deux petites plaques, en prenant comme repère une base passablement nette, ne peuvent être regardées que comme une première approximation. Cette approximation est du reste suffisante pour faire voir qu'il existe entre l'orientation du plan des axes, pour les couleurs extrêmes du spectre, une différence de près de deux degrés, ce qui rend les phénomènes de la dispersion *croisée* aussi marqués dans la *Gay-Lussite* que dans le *borax*; ces phénomènes se manifestent de la manière suivante. Lorsque le plan des axes est parallèle ou perpendiculaire au plan de polarisation, deux bordures, l'une bleue, l'autre rouge, sont disposées à l'inverse l'une de l'autre autour des barres qui traversent les deux systèmes d'anneaux: si le plan des axes est à 45° du plan de polarisation, les deux hyperboles offrent symétriquement du bleu à l'*intérieur* et du rouge à l'*extérieur;* mais le bleu et le rouge qui occupent les intersections de l'anneau central avec l'hyperbole sont inversement situés dans les deux systèmes. Ces bordures symétriques des hyperboles ont des teintes fortement accentuées qui annoncent une dispersion des axes considérables; les mesures directes prises sur plusieurs plaques m'ont, en effet, donné :

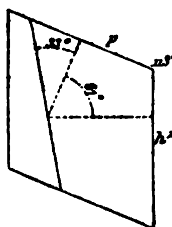
$2E = 51°15'$ à $51°20'$, rouge.
$53°17'$ à $53°30'$, violet.

AZOTATE DE STRONTIANE. — La dispersion des axes est assez notable dans ce sel; la mesure directe de l'écartement apparent m'a donné :

$2E = 31°10'$, rouge.
$30°40'$, violet.

Au microscope d'Amici, les hyperboles des deux systèmes d'anneaux sont bordées par du bleu *extérieurement* et par du jaune rougeâtre *intérieurement;* la dispersion *inclinée* n'est accusée que par une très-légère différence dans la vivacité des couleurs des deux systèmes. Avec le prisme de Nicol, les couleurs offrent la même distribution qu'au microscope, mais elles sont plus vagues, surtout dans l'un des systèmes où le bleu *extérieur* est pâle et le jaune *intérieur* est verdâtre; Dx.

AZOTATE DE LANTHANE ET D'AMMONIAQUE; Damour. — Prisme rhomboïdal oblique de 82° 48'; $ph^1 = 113°$; clivage facile parallèlement à la base; Dx. — Plan des axes parallèle à la diagonale inclinée et normal à base; bissectrice faisant un angle d'environ 33° avec une normale à p et un angle de 100° avec une normale à h^1 antérieur: axes excessivement voisins: $2E = 8°$ à 10° environ.



Dispersion des axes très-sensible: $\rho > v$; l'écartement est variable avec la température pour les diverses couleurs. A 0°, les axes rouges sont notablement plus écartés que les violets; jusqu'à 15°, la différence est assez considérable; pour rapprocher les axes rouges et pour arriver à la réunion des axes violets, il suffit de transmettre la chaleur de la main à travers les lames de verre mince entre lesquelles le cristal est fixé par un peu de térébenthine. Si l'on pouvait chauffer suffisamment le sel sans le détruire, il arriverait évidemment un moment où les axes verts seraient réunis, les axes rouges séparés dans un plan parallèle à la diagonale inclinée et les axes violets ouverts dans un plan normal à celui des axes rouges: plus tard les axes pour toutes les couleurs seraient situés dans un plan paral-

lèle à la diagonale horizontale ; on reproduirait ainsi les phénomènes observés d'abord par Brewster dans la *Glaubérite*.

Quant à la dispersion *inclinée*, elle se manifeste seulement par une dissymétrie dans la forme des deux hyperboles autour desquelles les couleurs présentent d'ailleurs la même distribution ; Dx.

AZOTATE AMMONICO-CÉREUX, Damour. — Prisme rhomboïdal oblique de 82° 50′ ; $ph^1 = 113°$; géométriquement isomorphe avec le précédent ; clivage facile parallèlement à la base ; Dx. — Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale, faisant un angle d'environ 33° avec une normale à la base et un angle de 100° avec une normale à h^1 ; bissectrice parallèle à g^1 faisant un angle d'environ 123° avec la partie antérieure de la diagonale inclinée.

Dispersion des axes assez forte ; $\rho < v$.

$$2E = 27° 18', \text{ rouge.}$$
$$30° 39', \text{ violet.}$$

Dispersion *horizontale* très-visible, quoiqu'un peu moins marquée que dans le *sulfate de strychnine* à 12 atomes d'eau et le *feldspath orthose*.

La température paraît avoir sur l'écartement des divers axes une influence beaucoup moins considérable qu'elle ne le fait dans le sel précédent ; Dx.

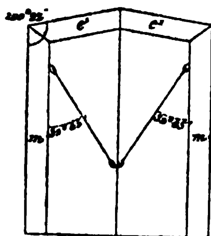
AZOTATE DOUBLE AMMONICO-CÉREUX ET AMMONICO-LANTHANEUX, résultant du mélange à volumes égaux des deux sels précédents ; Damour. — Prisme rhomboïdal oblique de 83° environ, géométriquement isomorphe avec ses deux composants ; clivage facile parallèlement à la base ; Dx. A 0°, les axes rouges sont notablement séparés dans un plan parallèle à la diagonale *inclinée*, les axes verts sont plus rapprochés et situés dans

le même plan, les axes violets sont réunis en un seul; donc $\rho > v$. Entre 0° et 15° C., le plan des axes rouges reste parallèle à la diagonale inclinée, les axes verts sont réunis, et les axes violets sont séparés dans un plan parallèle à la diagonale horizontale; à 17° 5′ C., les axes rouges sont réunis; au-dessus de 18°, les axes, pour toutes les couleurs, s'ouvrent dans le plan qui jusqu'à 15° ne contenait que les axes violets et $\rho < v$.

La bissectrice reste toujours normale à la diagonale horizontale et elle fait un angle d'environ 123° avec la partie antérieure de la diagonale inclinée.

Les deux azotates qui ont servi à obtenir le sel double dont je viens de décrire les propriétés optiques, ayant leurs axes situés dans deux plans rectangulaires et leurs bissectrices parallèles, on pouvait espérer que leur mélange offrirait quelques phénomènes remarquables. Ce mélange, tenté sur ma demande par M. Damour, a complétement réussi et a fourni à cet habile chimiste des cristaux transparents presque aussi volumineux que ceux des sels composants. Il est bien évident qu'en faisant varier les proportions de ces sels, on obtiendrait des variations correspondantes dans les propriétés optiques des cristaux résultants.

SULFATE DE CÉRIUM; cristaux roses obtenus à chaud; Damour. — Prisme rhomboïdal oblique de 70° 35′; $pm = 95° 58′$; $ph^1 = 100° 22′$; clivage parallèle aux faces latérales du prisme. Cristaux hémitropes autour d'un plan parallèle à h^1, offrant l'apparence de prismes rhomboïdaux droits terminés d'un côté par un sommet tétraèdre surbaissé et toujours engagés par l'autre côté; Dx. — Plan des axes normal à g^1 faisant un



angle de 32° 45′ environ avec l'arête $\frac{m}{m}$, et un angle de 67°37′ avec l'arête $\frac{e^1}{e^1}$; bissectrice normale à g^1.

Dispersion des axes à peu près nulle. Au microscope d'Amici, qui est le seul moyen d'observation possible, à cause de la petitesse des cristaux obtenus jusqu'ici, les hyperboles paraissent bordées *extérieurement* et *intérieurement* par une teinte bleuâtre.

La dispersion *croisée*, que la position du plan des axes et de leur bissectrice peut faire soupçonner, est également inappréciable; Dx.

SULFATE DE DIDYME ROSE. — Prisme rhomboïdal oblique de 41° 50′; $pm = 99°41′$; $ph^1 = 118°8′$; clivage très-facile suivant la base; Marignac. — Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale de la base, faisant un angle d'environ 8° avec une normale à p, et un angle de 53° 52′ avec une normale à h^1; bissectrice perpendiculaire à la diagonale horizontale, faisant un angle de 82° environ avec la partie antérieure de la diagonale inclinée. L'écartement apparent est très-supérieur à 120°; Dx. Ce sel est exactement comme la *Thénardite*, à la limite des substances positives et des substances négatives; sa double réfraction étant très-faible et ses axes très-écartés, on voit des hyperboles colorées dans une lame parallèle à g^1, comme dans une lame presque parallèle à la base; la compensation par les lames de quartz s'établit presque aussi facilement d'un côté que de l'autre, de sorte qu'il est en réalité très-difficile de décider de quel côté se trouve la bissectrice de l'angle aigu.

SULFATE DE MANGANÈSE A 4 ATOMES D'EAU; cristaux obtenus dans une étuve à 50°. — Prisme rhomboïdal oblique de 98° 20′; $pm = 90° 40′$; $pa^1 = 126° 40′$. —

Plan des axes sensiblement parallèle à la base; bissectrice parallèle à la diagonale inclinée; Senarmont.

La dispersion des axes est notable et $\rho > v$, d'après les couleurs qui bordent extérieurement et intérieurement les deux hyperboles.

La dispersion *horizontale* est à peu près aussi marquée que dans le sulfate de strychnine à 12 atomes d'eau.

Glaubérite. — La *Glaubérite* pouvant supporter une chaleur assez forte sans s'altérer, j'en ai profité pour étudier de nouveau les variations que l'écartement des axes de différentes réfrangibilités éprouve sous l'influence d'un changement de température. Voici les résultats que j'ai obtenus :

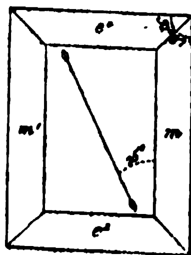
A 0°, les axes rouges sont plus séparés que les verts dans un plan parallèle à la diagonale horizontale de la base ; donc $\rho > v$; les axes violets sont faiblement écartés dans un plan parallèle à g^1 : si le plan des axes est à 45° du plan de polarisation, les deux hyperboles, dont la courbure est presque identique, sont bordées *intérieurement* par du rouge vif, *extérieurement* par du bleu vif. Dans le plan de polarisation, la dispersion *horizontale* paraît nulle.

A 10° C., les axes rouges sont encore séparés dans le même plan qu'à 0°; mais les axes verts sont sensiblement réunis, tandis que les violets s'écartent davantage dans le plan de symétrie ; entre 20° et 30°, les axes sont réunis pour la lumière blanche ; vers 30°, les axes rouges sont presque réunis; mais à partir de 35°, ils se séparent sensiblement dans le plan parallèle à g^1, qui contient déjà les verts et les violets, l'écartement continue ensuite à croître dans le même plan, avec la température, ρ restant toujours $< v$. A 45° du plan de polarisation, les bordures des hyperboles ont alors le

rouge *extérieur*, le bleu *intérieur* ; on ne voit rien qui annonce l'existence de la dispersion *inclinée*.

La grande dilatation des anneaux dans la *Glaubérite* ne permet guère de faire ces observations sur la dispersion autrement qu'au microscope d'Amici; cependant tous les phénomènes qui se passent au-dessus de 20° ont été étudiés avec la lumière électrique à l'aide de l'appareil de projection de M. Dubosc, sur des cristaux mastiqués entre deux lames de verre et plongés dans une petite cuve à eau dont on déterminait facilement la température.

LIROCONITE ; arséniate de cuivre alumineux ; $2Cu^6(As, Ph)^2 + Al^6(As,Ph)^6 + 32Aq$; Damour. — Prisme rhomboïdal oblique de 74°21′; $ph^1 = 91°27'$; Dx. — Les cristaux se présentent toujours en octaèdres surbaissés d'apparence rectangulaire, composés de quatre faces m et de quatre troncatures e^1, placées sur les angles latéraux de la forme primitive; clivages peu distincts suivant m et suivant e^1; traces suivant la base, d'après Lévy. — Plan des axes normal à g^1, faisant un angle d'environ 25° avec l'arête verticale $\frac{m}{m}$, et un angle de 63° 33′ avec l'arête $\frac{e^1}{e^1}$; bissectrice normale à g^1. L'écartement apparent est supérieur à 124°.



L'absorption considérable produite par cette substance rend la dispersion des axes à peu près nulle, et ne permet pas de s'assurer s'il existe une dispersion *croisée*.

Tous les minéralogistes avaient regardé jusqu'ici la *liroconite* comme cristallisant en prisme rhomboïdal

droit : M. Breithaupt fait seulement remarquer, dans son *Traité de minéralogie*, que la forme des cristaux est sûrement hémiédrique, et il attribue à des mâcles l'apparence de lignes brisées qu'affectent souvent les arêtes $\frac{e^1}{e^1}$ et $\frac{m}{m}$. Les stries parallèles aux arêtes d'intersection $\frac{m}{e^1}$ qui couvrent les faces de presque tous les cristaux ont d'ailleurs toujours empêché qu'on ne pût mesurer très-rigoureusement leurs incidences : c'est donc seulement l'étude des propriétés optiques biréfringentes qui permet d'affirmer que la *liroconite* appartient en réalité au prisme rhomboïdal oblique et non au prisme rhomboïdal droit. Quant aux hémitropies dont M. Breithaupt suppose l'existence, aucune des douze lames que j'ai travaillées ne m'en a montré la moindre trace, et leur structure, examinée dans la lumière parallèle, paraît parfaitement homogène.

De nouvelles mesures prises sur un très-petit cristal à faces unies et miroitantes, que j'ai reçu dernièrement de M. Greg, sont venues pleinement confirmer l'indication fournie par les caractères optiques : ces mesures s'éloignent passablement des nombres anciennement connus, mais elles présentent une exactitude dont on peut répondre à quelques minutes près. Voici la comparaison des angles calculés avec les angles observés :

	Calculé.	Observé.
* mm =	74° 21′	74° 21′, mesure nette.
* e^1e^1 =	61° 31′ sur p	61° 31′, moyenne.
e^1e^1 =	118° 29′ sur g^1	118° 26′.
e^1m antérieur. =	133° 50′	133° 32′.
* e^1m postérieur =	132° 36′	132° 33′ d'un côté. 132° 40′ de l'autre côté.
ph^1. . . . . . . =	91° 27′.	
pm. . . . . . . =	90° 53′.	

$b : h :: 1000 : 1010,33$.

TARTRATE NEUTRE DE POTASSE. — J'avais omis, dans mon premier mémoire, de noter la dispersion de ce sel; cependant elle est considérable, et la mesure de l'écartement apparent m'a donné :

$$2E = 102^\circ 16', \text{ rouge.}$$
$$104^\circ 24', \text{ vert.}$$
$$106^\circ 21', \text{ violet.}$$

Les deux hyperboles, vues au microscope ou avec le prisme de Nicol, montrent des bordures symétriques dont les couleurs indiquent $\rho < v$.

Parallèlement ou normalement au plan de polarisation, la dispersion *horizontale* se manifeste d'une manière notable.

ACÉTATE DE PLOMB. — De gros cristaux transparents de ce sel m'ont fourni quelques nouvelles déterminations qui permettent de compléter et de rectifier celles que j'avais citées dans mon premier mémoire. Ainsi j'ai trouvé que le plan des axes est parallèle au plan de symétrie du prisme rhomboïdal oblique de 52°, et que la bissectrice partage à peu près en deux parties égales l'angle aigu $\frac{p}{h^1}$. La mesure de l'indice moyen m'a donné :

$$\beta = 1{,}569, \text{ rouge.}$$
$$1{,}574, \text{ jaune (1).}$$

L'angle intérieur des axes ne peut pas être bien éloigné de 90°; car une plaque mince tangente à l'arête aiguë $\frac{p}{h^1}$ ne laisse voir que la naissance d'anneaux très-

(1) L'arête réfringente perpendiculaire au plan des axes était formée par la rencontre des faces p et h^1 sous l'angle de 70°20'. La déviation minimum a été trouvée :

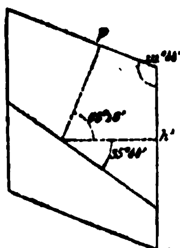
$$D = 59^\circ\ 2', \text{ centre du rouge.}$$
$$D = 59^\circ 47', \text{ centre du jaune.}$$

écartés, comme une plaque d'égale épaisseur tangente à l'arête obtuse des mêmes faces, et la compensation par la lame de quartz s'établit à peu près aussi facilement dans l'une que dans l'autre.

La dispersion des axes est très-forte et $\rho > v$; la dispersion *inclinée* est au contraire presque nulle et elle n'est accusée que par une différence, notable dans le diamètre des anneaux, légère dans la courbure des branches d'hyperbole qui se manifestent autour des deux systèmes d'axes. Lorsque leur plan est à 45° du plan de polarisation, on voit successivement au microscope ou avec le Nicol, à travers les faces p et à travers les faces h^1, chaque hyperbole bordée par du bleu très-vif à l'*extérieur*, et par du rouge très-vif à l'*intérieur;* les couleurs sont à peu près aussi tranchées dans un système que dans l'autre. La position des hyperboles indiquant que l'un des axes moyens est presque normal à p, et l'autre presque normal à h^1, leur écartement, vu à travers ces faces, doit être voisin de l'écartement réel; j'ai trouvé :

2V = 83°, rouge.
81° 30′, jaune, à la flamme de l'alcool salé.

Acétate de soude ; NaOA + 6Aq. — Prisme rhomboïdal oblique de 84° 30′ ; $pm = 104° 25'$; $ph^1 = 111° 44'$. — Plan des axes parallèle à la diagonale horizontale de la base, faisant un angle de 33° 44′ à 35° 44′ avec une normale à h^1 antérieur, et un angle de 102° à 104° avec une normale à la base; bissectrice parallèle à g^1; Senarmont. — La dispersion des axes est notable; j'ai trouvé sur plusieurs plaques :



2E = 99° 11′ à 99° 59′, rouge.
101° 50′ à 101° 55′, violet.

Les bordures des hyperboles, vues au microscope ou avec le prisme de Nicol, ont des couleurs symétriquement disposées correspondant à $\rho < v$, et comme la double réfraction est très-énergique, ces couleurs sont surtout tranchées avec le prisme de Nicol.

Dans le plan de polarisation, la dispersion *horizontale* est au contraire à peine appréciable; Dx.

Formiate de cuivre. — La dispersion des axes est notable; de nouvelles mesures faites avec des verres monochromatiques m'ont donné en moyenne :

$2E = 55° \ 8'$, rouge.
$54° \ 37'$, violet.

La dispersion *inclinée* est aussi des plus marquées; l'une des hyperboles montre le bleu *extérieur*, le rouge *intérieur*; l'autre montre au contraire le bleu *intérieur* et le rouge *extérieur*.

Dans les deux systèmes, la forme des anneaux et la vivacité des couleurs sont à très-peu de chose près les mêmes, si on les examine avec le prisme de Nicol et la glace noire; mais au microscope d'Amici les couleurs sont beaucoup plus tranchées dans le système où le bleu est en *dehors* et le rouge en *dedans*.

Comme ce sel est un de ceux où la dissymétrie se manifeste le plus clairement dans la position relative des couleurs qui bordent les deux hyperboles, j'ai voulu savoir si cette dissymétrie existait aussi pour les axes réels; les cristaux ne se prêtant pas facilement à l'exécution d'un prisme dont les faces seraient normales aux deux axes moyens, j'ai taillé des lames aussi perpendiculaires que possible à chacun de ces axes; les unes m'ont offert avec le prisme de Nicol, à 45° du plan de polarisation, bleu *concave*, rouge *convexe*, couleurs

tranchées; les autres, bleu *convexe*, rouge *concave*, couleurs plus pâles; ces axes présentent donc exactement la même dissymétrie que les axes apparents dans la distribution et la vivacité de leurs couleurs, et sous ce rapport le formiate de cuivre diffère complétement du diopside.

SUCRE DE CANNES. — La dispersion des axes est faible; cependant la mesure directe de l'écartement apparent avec les verres monochromatiques m'a donné :

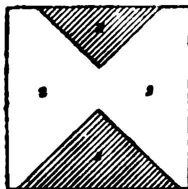
	1er échantillon.	2e échantillon.	
2E =	79° 18′	77° 53′,	rouge.
	79° 55′	79° 5′,	violet.

La dispersion *inclinée* ne se manifeste que par une différence dans la vivacité des teintes qui bordent les hyperboles. Au microscope, on a, en effet, dans un des systèmes, bleu en *dedans*, rouge en *dehors*, couleurs tranchées; dans l'autre système, faible teinte bleuâtre intérieurement et extérieurement : avec le prisme de Nicol, la distribution des couleurs vives est la même qu'au microscope; les couleurs pâles présentent aussi du bleu faible *intérieurement*, du jaune rougeâtre *extérieurement*.

APPENDICE.

Gismondine. — La *Gismondine* de Capo di Bove, regardée par M. Marignac comme cristallisant en octaèdres à base quarrée, se présente toujours en cristaux trop enchevêtrés pour qu'on puisse décider s'ils possèdent un ou deux axes de double réfraction. Des lames taillées perpendiculairement à l'axe principal du groupement octaédrique, vues au microscope polarisant, dans la lumière convergente, ne montrent que des couleurs irrégulières; la disposition de ces couleurs prouve que les octaèdres sont formés par plusieurs cristaux dont les axes sont loin d'être parallèles, et en même temps elle paraît annoncer une substance uniaxe plutôt qu'une substance à deux axes.

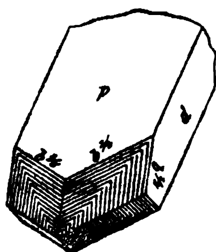
La constitution physique des lames, examinée dans la lumière parallèle, est plus ou moins régulière, mais toujours analogue à la figure ci-contre.



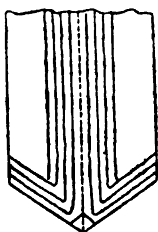
Lorsque deux des côtés de la base quarrée sont parallèles au plan de polarisation, les quatre parties triangulaires éteignent à la fois la lumière; si l'on tourne légèrement la plaque sur elle-même, les triangles 1 s'éclairent ensemble, pendant que les triangles 2 sont encore obscurs; à 45° du plan de polarisation, les quatre parties laissent passer la lumière en même temps.

Phillipsite. — La *Phillipsite* de Capo di Bove, que quelques minéralogistes avaient essayé de réunir à la *Gismondine*, paraît au contraire constituée d'une manière toute différente. Les cristaux de *Phillipsite*, qu'on peut

rapporter à un prisme rhomboïdal droit d'environ 111°15', se présentent en effet presque toujours sous la forme d'un prisme quadrangulaire surmonté d'un sommet tétraédrique dont les faces portent, parallèlement à leur intersection avec la base, de fines stries qui viennent se rencontrer suivant une de leurs diagonales légèrement



saillante : cette disposition annonce un groupement d'au moins quatre segments assemblés suivant une face e^1, ou de deux cristaux qui se pénètrent complétement de manière que les faces p de l'un se confondent avec les faces g^1 de l'autre. Lorsqu'on regarde un de ces groupements dans la lumière convergente du microscope d'Amici, à travers deux faces p opposées, les courbes isochromatiques sont très-confuses ; pourtant on aperçoit quelquefois des branches d'hyperbole qui annoncent que le plan des axes est parallèle à la longueur des prismes quadrangulaires ou à la modification g^1 ; l'une des bissectrices est perpendiculaire à la base, et la compensation, facile à obtenir avec une lame mince de quartz, accuse une double réfraction négative.



Dans la lumière parallèle, les macles paraissent formées de deux parties symétriques contenant deux séries de franges étroites colorées, les unes parallèles à la longueur des cristaux, les autres parallèles aux arêtes d'intersection des faces p et $b^{1/2}$.

La petitesse des échantillons de Capo di Bove ne permet guère de les examiner dans d'autres directions que celle de leur base ; mais si l'on opère sur les cristaux

de la Somma, qui sont un peu plus gros, on peut se procurer des lames quarrées perpendiculaire à l'axe horizontal suivant lequel ces cristaux sont allongés, et comme les courbes isochromatiques y sont peut-être un peu plus nettes qu'à travers les bases, on est porté à croire que la bissectrice aiguë de la *Phillipsite* est *positive* et parallèle à la petite diagonale de la base : cependant cette détermination laisse un peu d'incertitude.

J'ai décrit, en 1847, dans le tome XII des *Annales des mines*, sous le nom de *Christianite*, une substance qui se rencontre en Islande et aux environs de Marbourg, et qui était regardée comme une *harmotome de chaux*. J'ai fait voir que cette substance n'était nullement isomorphe avec l'harmotome ordinaire, mais que sa forme cristalline et sa composition offraient la plus grande ressemblance avec celles de la *Phillipsite*. Le minéral de Marbourg présente toujours des cristaux maclés, quelquefois assez gros pour être taillés parallèlement ou perpendiculairement à leur base : on obtient ainsi des lames suffisamment transparentes, dans lesquelles on constate facilement l'existence de deux axes de double réfraction assez écartés, situés dans un plan parallèle à g^1, avec une bissectrice positive et parallèle à la petite diagonale de la base du prisme primitif de 111°. La dispersion est faible; cependant, au microscope, les bordures des hyperboles indiquent $\rho < v$. Les propriétés optiques biréfringentes viennent donc se joindre aux autres propriétés physiques pour rendre très-probable la réunion de la *Christianite* et de la *Phillipsite* en une seule espèce dont les deux variétés ne présentent qu'une légère différence dans leur teneur en silice et offrent des bissectrices aiguës qui sont peut-être de signes contraires.

M. Daubrée ayant bien voulu me remettre quelques-

uns des cristaux transparents formés dans le béton de Plombières, qu'il a décrits comme de l'*harmotome* non maclée (1), j'ai pu, malgré leur petitesse, les soumettre à diverses épreuves optiques. Lorsque deux faces opposées du prisme quarré que présentent ces cristaux sont traversées par un faisceau de rayons parallèles polarisés, il est facile de reconnaître que ce prisme résulte d'une macle semblable à celle de la *Christianite* de Marbourg, de Capo di Bove, de la Somma, etc , et que le plan des axes est parallèle à la petite diagonale de la forme primitive que j'ai assignée à ce minéral. Dans la lumière convergente, il m'a été impossible d'apercevoir les anneaux, et par conséquent de m'assurer si la bissectrice est perpendiculaire ou parallèle à la base. Quoi qu'il en soit, les propriétés optiques biréfringentes jointes aux circonstances du gisement permettent de considérer les cristaux de Plombières comme appartenant à l'espèce *Christianite.*

LIEBÉNÉRITE. — La *Liebénérite*, qu'on trouve en petits prismes hexagonaux verdâtres dans un porphyre rouge de la vallée de Fleims en Tyrol, ne peut pas être considérée comme une véritable espèce minérale; car des lames perpendiculaires ou parallèles à l'axe principal que l'on amincit suffisamment pour les rendre transparentes, agissent sur la lumière polarisée absolument comme une substance gommeuse, et ne paraissent pas jouir de la double réfraction : elles appartiennent donc évidemment à une pseudomorphose. D'après la composition assignée à la *Liebénérite* par les analyses de M. Marignac et d'après sa forme hexagonale, il est probable, comme on on l'a déjà supposé, qu'elle résulte de la décomposition d'une néphéline dont presque toute

(1) *Annales des mines*, t. XIII (1858).

la soude serait remplacée par de la potasse et par de l'eau.

GIESECKITE. — La Gieseckite du Groënland, en gros prismes à six pans, gris verdâtres, se comporte avec la lumière polarisée absolument comme la *Liebénérite*; elle est plus tendre que cette dernière, et son état d'agrégation ressemble beaucoup à celui de la pinite d'Auvergne. Mais sa forme, qui paraît appartenir au système hexagonal, peut aussi la faire regarder comme une pseudomorphose de la néphéline.

PÉROWSKITE. — M. Damour (1) a reconnu la composition de la *Pérowskite* ou *titanate de chaux*, dans de petites masses d'un jaune brunâtre, d'un éclat adamantin prononcé, translucides ou transparentes en fragments minces ; ces masses, rapportées il y a quelques années du Valais par M. Hugard, se rencontrent avec du fer titané qui les recouvre quelquefois d'une croûte noire, dans des roches serpentineuses dont les relations géologiques ont beaucoup d'analogie avec celles qui contiennent la *Pérowskite* de l'Oural. Les cristaux de cette dernière variété que j'ai décrits dans les *Annales de chimie et de physique*, 3e série, t. XIII, et ceux qui ont été déterminés par M. de Kokscharow dans ses *Materialien zur Mineralogie Russlands*, présentent de nombreuses modifications qui appartiennent évidemment au cube; de sorte que quoique les masses du Valais, analysées par M. Damour, n'aient jamais offert de formes déterminables, on a pu, par analogie, conclure qu'elles devaient également cristalliser dans le système régulier.

Les propriétés optiques viennent pourtant s'opposer à ce qu'on puisse tirer cette conclusion. En examinant

---

(1) Comptes rendus des séances de la Société philomathique, année 1855, séance du 3 février.

de petits fragments transparents provenant de l'échantillon analysé par M. Damour, j'avais déjà vu qu'ils dépolarisaient fortement la lumière ; j'en ai donc fait tailler un certain nombre dans diverses directions, et j'ai fini par obtenir plusieurs cubes qui montrent au microscope d'Amici des anneaux elliptiques parfaitement nets, traversés par la barre noire caractéristique des cristaux à deux axes. D'après la compensation qui s'établit avec une lame prismatique de quartz, dans de petites plaques polies suivant trois directions rectangulaires, il semble que les axes réels doivent faire entre eux un angle très-voisins de 90°. J'ai été amené à la même conclusion par l'examen d'un petit parallélipipède à faces imparfaitement parallèles, offrant deux angles opposés aigus de 83° 30′ et 84° 42′, et deux angles obtus d'environ 96° : on voit, en effet, à peu près normalement à chacune des faces de ce solide, des anneaux sensiblement circulaires, dont les extrêmes sont contigus lorsqu'on regarde successivement à travers les faces inclinées de 84°, tandis qu'ils sont légèrement séparés quand ils se manifestent autour de l'arête de 96° : sur l'arête aiguë, la compensation est positive ; la symétrie des deux hyperboles et les couleurs très-vives de leurs bordures indiquent que la forme primitive est bien un prisme droit et que $\rho > v$; seulement il est impossible d'affirmer de quel côté se trouve la bissectrice *aiguë*. Le pouvoir biréfringent n'est pas très-considérable, mais la réfraction est très-forte ; en comparant la déviation produite par un prisme de 30° avec celle d'un prisme de même angle, en flint ordinaire de Guinant, on trouve que l'indice moyen, pour les rayons jaunes, doit être approximativement égal à 2,3.

Des fragments extraits de petits cubes brillants que j'ai rapportés de la vallée de Zermatt en Valais, pa-

raissent aussi posséder une double réfraction prononcée. Quant aux cristaux de l'Oural, les uns sont des cubes noirs, *opaques*, avec ou sans modifications; ce sont deux cristaux modifiés de cette espèce, qui m'ont fourni les observations que j'ai publiées dans les *Annales de chimie et de physique*; les autres sont des parallélipipèdes rectangles bruns ou d'un jaune brunâtre, translucides et même transparents en lames minces, sur lesquels je n'ai jamais trouvé que de rares troncatures, qui ne sont pas incompatibles avec la forme d'un prisme rectangulaire; ces derniers agissent sur la lumière polarisée, comme les échantillons du Valais, et le plan des axes paraît y être parallèle à deux des faces du parallélipipède. M. de Kokscharow fait aussi remarquer que la variété noire est opaque, tandis que les variétés brune et rouge hyacinthe sont translucides ou semi-transparentes; mais il ne dit pas à laquelle de ces variétés appartenaient les cristaux dont il a décrit les formes.

D'après les analyses de MM. Jacobson et Brooks, la composition de la variété noire opaque est presque identique à celle de la variété translucide brun rougeâtre; de sorte que ces deux variétés paraissent présenter un nouveau cas de dimorphisme, l'une appartenant au système cubique, et l'autre au prisme rectangulaire droit. Je ferai seulement remarquer que M. Jacobson ayant très-probablement analysé les cristaux noirs sans modifications qui ont été les seuls connus pendant longtemps, nous ne possédons encore aucune preuve directe que les cristaux modifiés, toujours très-rares, soient bien de la *Pérowskite*.

FAUJASITE. — Ce minéral avait été décrit, à l'époque de sa découverte, comme cristallisant en octaèdre à base quarrée voisin de l'octaèdre régulier; mais ses

cristaux ayant toujours des faces un peu arrondies, les mesures d'angles n'ont jamais pu être prises avec une grande exactitude. Deux petits octaèdres que j'ai taillés sur un ou sur deux angles ne m'ont pas paru avoir d'action régulière sur la lumière polarisée, soit parallèle, soit convergente; il est donc très-probable que leur forme primitive appartient réellement au système cubique.

Afin de faciliter les recherches, j'ai pensé qu'il serait commode d'avoir un résumé des résultats contenus dans mes deux mémoires, et j'ai construit une table alphabétique (1) où le premier est désigné par I et le second par II. Cette table contient à peu près tous les *minéraux* qui, à ma connaissance, ont été l'objet d'un examen optique plus ou moins approfondi. Le nombre des substances observées est d'environ 81 à un axe et 83 à deux axes, et il en reste bien peu qui soient transparentes ou susceptibles de le devenir en plaques minces. Parmi elles on peut citer le *réalgar*, la *Humite*, la *pajsbergite*, où l'on aperçoit un système d'anneaux à travers deux faces naturelles; la *Beudantite*, sur la forme de laquelle les minéralogistes n'ont pas encore pu se mettre d'accord; l'*aphanèse*, la *calédonite*, la *lanarkite* et l'*atacamite*.

Quant aux produits de laboratoire qui fourniront toujours une ample matière aux observations, outre ceux que j'ai décrits, MM. Grailich et de Lang en ont examiné un grand nombre pour lesquels on pourra consulter utilement leurs publications.

(1) Elle sera placée dans la table des matières à la fin du volume.

RAPPORT

SUR LES FORAGES ARTÉSIENS EXÉCUTÉS DANS LE SAH'ARA DE LA PROVINCE DE CONSTANTINE EN 1856-1857.

Par M. DESVAUX,
général de brigade, commandant la subdivision de Batna.

Si d'un sommet des monts Aourès on jette les yeux sur le Sah'ara qui s'étend à leur pied, on est frappé d'étonnement et d'admiration par un spectacle étrange et plein de grandeur : aussi loin que la vue peut atteindre, se déroule une plaine jaunâtre dont la ligne d'horizon se confond avec celle du ciel, ainsi que cela se remarque en pleine mer. Au nord de cette région des sables, dans les Zibans, les oasis et leurs forêts de dattiers apparaissent comme des taches noires (1), se découpant en relief sur le fond des plaines dont elles rompent la monotonie.

A cette distance, tous les accidents de terrain disparaissent dans cette immensité. Hors de la vue, d'autres groupes d'oasis, l'Oued-Rir', l'Oued-Souf, Ouargla, descendent jusqu'au-dessous du 32° degré de latitude, et ont fait comparer le Sah'ara oriental, le seul dont il soit question ici, à un vaste archipel d'oasis verdoyantes au milieu d'un océan de sables.

Après ce premier moment de curiosité, tout spectateur attentif se demande les causes de cette réunion d'oasis; pourquoi elles n'existent si nombreuses que

(1) Strabon, C. Pison.

dans cette région ; pourquoi l'industrie de l'homme ne les a pas multipliées dans toute l'étendue du Sah'ara?

C'est que l'eau des rivières de l'Aourès a été employée entièrement aux irrigations des Zibans, et qu'il n'existe de sources que dans le Zab-Dahri et Guebli, dans l'Oued-Souf, l'Oued-Rir' et Ouargla!

Après avoir franchi l'Oued-Djedi et jusqu'à la hauteur des premières oasis de l'Oued-Rir', pendant plus de vingt lieues, on ne rencontre que les vastes solitudes du petit désert de Morr'an et quelques puits sur l'Oued-Itel. Quels obstacles n'apportent pas cette aridité, cette sécheresse, à la marche des colonnes chargées d'assurer la tranquillité du pays! Les caravanes, obligées de lutter contre ces mêmes obstacles, sont rares ; les voyageurs qui suivent ces lignes inhospitalières doivent faire provision d'eau, sous peine de souffrir des tourments de la soif et de succomber quelquefois, pendant la route, à la chaleur, à la fatigue.

Cet aspect du Sah'ara de la province de Constantine a dû être semblable à toutes les époques. Toujours aussi, on a dû se préoccuper des moyens d'améliorer les oasis, d'en augmenter le nombre et surtout de créer des lieux de halte et de repos dans le parcours de la route qui unit les Zibans à Ouargla. Pourquoi jusqu'à ces derniers temps ce problème n'avait-il pu être résolu? Parce qu'avant l'instant où la France a étendu sa domination jusqu'aux limites naturelles de l'Algérie, aucun pouvoir n'était assez fort pour entreprendre une tâche que l'état d'anarchie du pays, et les attaques des tribus nomades n'auraient pas permis de mener à bonne fin ; parce que les indigènes qui auraient pu concevoir ce projet manquaient des instruments nécessaires à sa réalisation. La race européenne seule était capable d'accomplir ce travail, et par sa puissance et par son industrie. C'est à

la France que ce rôle généreux était réservé; elle n'a pas manqué à sa mission.

A la fin de l'année 1854, le glorieux combat de Meggarin nous ouvrait les portes de Tougourt. Aussitôt, l'Oued-Rir', l'Oued-Souf se soumettaient à la France. Ces malheureuses contrées de l'Oued-Rir' étaient soustraites aux atrocités du scheick Selman, la turbulence des Souéfas était domptée, les tribus nomades ne pouvaient plus se livrer à leurs brigandages séculaires !

Aux bienfaits de cette paix inconnue jusqu'alors, qui devait faire accepter des maîtres puissants, mais d'une religion ennemie, il fallait joindre ces travaux d'utilité publique qui partout, et dans le Sah'ara plus qu'ailleurs; frappent l'imagination, qui démontrent la supériorité de l'Européen sur l'indigène. Ce fut alors que le forage des puits artésiens fut résolu et que tout fut préparé pour son exécution. Dans l'Oued-Rir', à Ouargla, ces puits ont existé de tout temps. Les légendes populaires, les témoignages des auteurs anciens en font foi (1). Il est probable que les eaux jaillissantes, arrivant naturellement à la surface du sol, ont donné l'idée de creuser des puits dans leur voisinage et que c'est ainsi que les oasis de l'Oued-Rir' ont été créées.

Quoi qu'il en soit, de l'Oued-Djedi jusqu'à Mr'aïer, il fallait franchir 80 kilomètres à peu près sans eau. Dans l'Oued-Rir', beaucoup de puits étaient taris et leurs oasis se mouraient.

Deux ordres d'idées ont servi de base au travail à entreprendre :

1° Creuser de nouveaux puits dans l'Oued-Rir', rendre la vie aux oasis en décadence, attacher à la

---

(1) Olympiodore, Ibn Khaldoun, El Aïachi, Shaw.

France ces malheureuses populations par la reconnaissance;

2° Vivifier les steppes sablonneux qui séparent Biskra de l'Oued-Rir', ouvrir ce désert au commerce, en agir plus tard de même jusqu'à Ouargla, peut-être jusqu'au Touât, faire que les colonnes françaises puissent parcourir facilement ces distances, que les voyageurs isolés n'aient plus à y redouter la soif et quelquefois la mort.

Je proposai, avec l'autorisation du général commandant la division de Constantine, de commencer les travaux dans l'Oued-Rir', de procéder du connu à l'inconnu et de réserver les recherches d'eaux jaillissantes dans les steppes pour le moment où un premier succès aurait confirmé nos hypothèses et établi la supériorité des moyens européens. La crainte d'un insuccès m'a toujours vivement inquiété : le début devant avoir les plus heureuses ou les plus funestes conséquences sur cette grande entreprise. Je ne pouvais oublier que des sommes considérables avaient déjà été dépensées, sans résultats en Algérie, à des essais de cette nature, et qu'à Biskra même, en 1848, un forage avait dû être abandonné à 81^{m},65 de profondeur, après deux ans de travail. Il fallait donc absolument réussir.

M. le gouverneur général voulut bien donner son approbation et son appui à ces projets; il reconnut la nécessité de faire appel aux hommes qui, déjà célèbres par des travaux artésiens en France, en Europe, offraient les garanties de science, d'expérience qu'exige cet art tout à fait moderne. La compagnie Degousée et Ch. Laurent qui avait exécuté tant de forages, même dans les oasis de la haute Égypte, accepta avec empressement la mission de confectionner le matériel, de diriger les sondages artésiens dans le Sah'ara. Depuis le pre-

mier jour, elle n'a cessé de s'occuper de cette œuvre avec une activité qui a contribué au succès de nos tentatives.

M. Dubocq, ingénieur des mines, avait publié, en 1853, un mémoire sur la constitution géologique des Zibans et de l'Oued-Rir'. MM. Fournel, Berbrugger, Prax avaient aussi traité la question des forages. J'ai puisé dans leurs intéressants ouvrages beaucoup de renseignements utiles, et ma confiance s'est basée sur ces témoignages de la science. Pour mettre, en outre, toutes les probabilités en notre faveur, il fut décidé qu'un voyage d'exploration serait fait préalablement par M. Ch. Laurent, associé de la compagnie Degousée, afin de reconnaître exactement les terrains, les chances diverses que nous devions courir, et principalement afin de savoir quelles modifications il convenait d'apporter aux outils de l'équipage de sonde que l'on voulait faire fonctionner à 145 lieues du littoral.

Cette exploration eut lieu dans le mois de décembre 1855; elle confirma ce que M. Dubocq avait avancé, et le matériel de sondage fut commandé. Il fut débarqué à Philippeville en avril 1856. Le transport de ce matériel présenta des difficultés incroyables; les charrettes s'enfonçaient à chaque pas dans le sable; il fallu faire des prodiges pour atteindre Tamerna.

Fontaine de la Paix (jaillissante) : 4.010 *litres d'eau par minute*, *à* 21° *c.*; 60 *mètres de profondeur.* Tamerna.

C'est dans cette oasis de l'Oued-Rir' que le premier puits devait être creusé. Tout donnait lieu d'espérer un succès rapide. On se mit donc à l'œuvre avec une ardeur extrême, sous la direction de M. Jus, ingénieur civil, aidé du maréchal des logis Lehaut, du troisième de spahis, et d'un détachement de soldats de la légion

étrangère. Le premier coup de sonde était donné dans le commencement du mois de mai 1856, et le 19 juin une véritable rivière de 4.010 litres d'eau (1) par minute, à 21°, s'élançait des entrailles de la terre, venant récompenser le dévouement de nos soldats et inaugurer la série de ces travaux qui feront bénir le nom français par les populations sahariennes.

La joie des indigènes fut immense, la nouvelle de ce forage se répandit avec une rapidité inouïe. On vint de très-loin pour voir cette merveille. Dans une fête solennelle, le marabout avait béni la fontaine nouvelle et lui avait donné le nom de *Fontaine de la Paix.*

Le détachement de soldats rentra de suite à Biskra, où il arriva sans un seul malade. Il avait triomphé des ardeurs du climat : le thermomètre avait marqué souvent 46° à l'ombre et au nord.

Ce n'est qu'au mois de décembre 1856 que l'on se remit à l'œuvre. Les incertitudes étaient dissipées, le but était connu, il n'y avait plus qu'à continuer ce qui avait été si heureusement commencé. Des soldats du 99e régiment de ligne, dirigés par M. Jus et le sous-lieutenant Lehaut, composèrent le nouvel atelier. Ils étaient inexpérimentés, mais pleins d'ardeur. Quelques-uns sont devenus de très-bons ouvriers.

J'avais fixé la zaouïa de Tamelh'at, dans l'oasis de Témaçin, pour le deuxième forage. C'est là que réside le chef de l'ordre religieux de Tedjini, sidi Mohammed-el-Aïd-ben-el-Hadj-Ali. Il nous avait donné des preuves irrécusables de ses sympathies; son influence pénétra chez les Touâregs et jusqu'au Soudan. Nos projets d'avenir commandaient d'attacher encore plus fortement à notre

(1) Le maximum du débit du puits artésien de Grenelle a été de 3.400 litres.

cause ce marabout dont on a peine à se figurer la puissance et qui rappelle les évêques souverains du moyen âge.

Fontaine de la Bénédiction (jaillissante) : 35 litres par minute, à 21°; 84m,70 de profondeur. Témaçin.

Le sondage de la zaouïa de Tamelh'at présenta de grandes difficultés : la fluidité des sables, les éboulements fréquents retardèrent le travail; on surmonta tous les obstacles, mais on n'obtint qu'une nappe jaillissante de 35 litres par minute, à une température de 21°. Les puits de Témaçin donnent en moyenne 60 litres. Le désir d'augmenter le débit de la fontaine et de connaître la composition des couches du terrain dans cette partie du Sah'ara avait engagé à pénétrer jusqu'à 84m,70 de profondeur. Il est permis de croire que dans cette direction au moins, la grande nappe de Tamerna se relève, diminue de volume ou se divise, peut-être pour finir à quelque distance au sud, près de Blidet-Amar. Si cette hypothèse est vraie, le bassin artésien de Ouargla ne serait pas le même que celui de l'Oued-Rir'. Je suis trop ignorant en géologie pour insister sur cette théorie, que des forages ultérieurs pourront seuls infirmer ou rendre certaine.

Fontaine de l'Amitié (jaillissante) : 120 litres par minute, à 22°; 58m,50 de profondeur. Oasis de Tamelh'at.

Un autre sondage fut entrepris dans les jardins de la zaouïa; il fut terminé en seize jours, sans incident particulier. Une nappe de 120 litres par minute, à 22° de température, avait jailli à 38m,50 de profondeur; son débit était le double des puits indigènes. Les terrains des jardins offrent une grande variété de couleurs et sont en désaccord avec ceux du puits de la zaouïa. L'eau,

quoique bonne, est inférieure à la nappe de 66 mètres; elle sert à l'arrosage des palmiers.

Le marabout donna une fête à nos soldats, les remercia devant toute la population de Témaçin, de leur discipline, et voulut les accompagner jusqu'aux limites de l'oasis.

Pendant deux mois, un faible détachement de trente hommes avait vécu à 60 lieues au sud de Biskra, au milieu des indigènes, et jamais le plus petit accident, la plus légère dispute nè vinrent troubler les relations affectueuses qui s'étaient établies entre eux. C'est une preuve des progrès que nous avons faits dans le sud.

Sidi Rached. *Fontaine de la Reconnaissance (jaillissante) : 4.300 litres par minute, à 24°; 54 mètres de profondeur.*

L'oasis de Sidi Rached, située à 26 kilomètres au nord de Tougourt, était menacée d'une ruine prochaine : moitié de ses palmiers avait péri; le flot de sable montait chaque jour; les habitants avaient tenté de creuser un puits, mais à 40 mètres de profondeur, ils avaient rencontré un banc de gypse terreux très-dur qu'ils n'avaient pu percer; les eaux parasites avaient envahi et noyé leurs travaux. Enfin l'instant était marqué où cette population allait devoir se disperser.

C'est dans ces circonstances critiques que l'atelier français arrive à Sidi Rached. Une colonne de tubes est descendue dans le puits abandonné, le trépan perce la couche de gypse devant laquelle les indigènes avaient dû avouer leur impuissance, et, après quatre jours de travail, une nappe jaillissante de 4.300 litres d'eau par minute s'élance comme un fleuve bienfaisant.

Des scènes touchantes eurent lieu alors : le récit de quelques-unes donnera une idée exacte de l'effet pro-

duit par ce forage, de l'influence que doivent avoir dans l'avenir ces travaux si utiles.

Aussitôt que les cris de nos soldats eurent annoncé que l'eau venait de jaillir, les indigènes accoururent en foule, se précipitant sur cette rivière bénie, arrachée aux mystérieuses profondeurs de la terre; les mères y baignaient leurs enfants. Le vieux Scheik de Sidi Rached, à la vue de cette onde qui rend la vie à sa famille, à l'oasis de ses pères, ne peut maîtriser son émotion, et, tombant à genoux, les yeux remplis de larmes, il élève ses mains tremblantes vers le ciel, remerciant Dieu et les Français.

Nulle part encore et en si peu de temps, nous n'avions prouvé combien nos procédés de sondage l'emportaient sur ceux usités jusqu'alors. En quatre jours, nous venions de faire ce qui avait été cru impossible, nous avions eu le bonheur de rendre la vie à un groupe de population menacé dans ses plus chers intérêts.

Toutes les oasis avaient demandé que nos soldats vinssent travailler à leurs puits; leurs sollicitations devinrent alors plus pressantes. Mais il fallait résoudre la deuxième partie du problème et procéder à la recherche des eaux dans les steppes entre Mr'aïer et l'Oued-Djedi. Je promis que nous reviendrions successivement au secours de tous, et je donnai l'ordre de transporter le matériel à Oum-Thiour.

Fontaine du Commandant (jaillissante) : 180 litres par minute, à 21°; 104m,70 de profondeur. Oum-Thiour.

A quelques lieues au nord de l'Oued-Rir', la plaine se redresse brusquement et forme un ressaut nommé Coudiat-Doh'or. C'est là que se termine le plateau aride connu sous le nom de petit désert de Morr'ân, qui

ne possède que les puits creusés dans le lit de l'Oued-Itel. De ces puits à Mr'aïer, on compte 32 kilomètres sans eau. C'est au pied du Doh'or, à peu près à mi-distance que le forage d'Oum-Thiour a été entrepris. Il devait servir de lieu de halte et en même temps il devait indiquer si le bassin artésien de l'Oued-Rir' est alimenté par les eaux du Tell, comme le pense M. Dubocq, contrairement à l'opinion des indigènes qui font venir ces eaux du sud. La faible distance qui sépare Oum-Thiour de Mr'aïer, l'altitude de ce point laissaient l'espérance de réussir.

Du 19 avril au 1er juin, on travailla nuit et jour. Des couches nombreuses de sables rouges, gris, blancs, d'argile jaune, de gypse avec noyaux de calcaire furent traversées. A 98 mètres, on rencontra une couche de sable gras, quartzeux, avec rognons de sable calciné, gros cailloux roulés, silex rubanés et fossiles de planorbis cornu. La présence de ce fossile dans les terrains du Sah'ara et celle du cardium edule que l'on trouve à la surface, semblent indiquer un bassin comblé par des affluents de rivière. Quatre nappes jaillissantes furent atteintes à des profondeurs diverses. Enfin, pressé de terminer la campagne à Chegga, on arrêta le sondage à 104m,70. L'eau jaillissait déjà depuis plus d'un mois, son débit avait été porté successivement jusqu'à 180 litres par minute.

Le système qui attribue la naissance des eaux du bassin de l'Oued-Rir' aux rivières descendues de l'Aourès, s'infiltrant dans le sable, était confirmé. Le champ d'expérience devenait plus vaste, plus précis; une dernière tentative restait à faire, et pour constater la présence des eaux jaillissantes dans le petit désert de Morr'ân, et pour rendre faciles les communications entre Biskra et Témaçin.

Dans la prévision du succès à Oum-Thiour, tout avait

été préparé pour tirer parti, sans perdre une seule minute, de cette richesse nouvelle. Une fraction de la tribu des Selmia et son scheick Aïssa-ben-Sbâ commencèrent, lorsque l'eau eût jailli, la construction d'un village, y plantèrent 1.200 dattiers, renonçant à la vie nomade pour se fixer au sol. Dans ce lieu aride, la vie avait succédé à la solitude et se présentait au voyageur étonné avec ses riantes images. Les jeunes filles puisaient l'eau à la fontaine, les troupeaux et les grands dromadaires à pas lents étaient conduits à l'abreuvoir, les chevaux attachés à la corde, les lévriers, les faucons de chasse animaient le groupe de tentes aux raies noires et rouges, enfin le bruit, le mouvement remplaçaient le silence et la désolation.

Fontaine de la Fertilité (jaillissante) : 90 *litres par minute, à* 22°,5 ; 40 *mètres de profondeur.* Chegga.

Le dernier forage fut pratiqué à Chegga, à 24 kilomètres au nord de St'il (Oued-Itel). Chegga est placé au milieu des steppes, et séparé par 56 kilomètres du bassin de l'Oued-Rir' ; cependant l'altitude, la configuration du terrain, le voisinage du Chott-Melrir' permettaient d'espérer qu'il serait encore possible d'amener l'eau à la surface du sol.

Le 4 juin on se mit à l'œuvre ; les sables et les argiles des autres forages se représentèrent à Chegga, mais dans un ordre différent. A 28 mètres, la sonde a traversé les sables, cailloux roulés et silex trouvés à Oum-Thiour, à 98 mètres. On rencontra à 22 mètres une nappe jaillissante de 20 litres par minute, à 24 mètres une deuxième nappe de 20 litres, à 28 mètres 30 litres, à 33 mètres 21 litres. Le 26 juin on arrêta le travail à une profondeur de 40 mètres, avec un débit de 90 litres par minute, à la température de 22°,5. Le but était

atteint, l'intérêt de la conservation de la santé de nos soldats me faisait donner l'ordre de rentrer à Biskra. Depuis un mois, les tempêtes de sable, soulevées par la violence du sirocco, avaient été fréquentes.

Ce dernier forage a excité une grande sensation dans les Zibans. Les autres sondages avaient été exécutés dans l'Oued-Rir' et à son profit exclusif. A Oum-Thiour, et principalement à Chegga, les Zibaniens, les Nomades devaient recueillir les bénéfices de nos travaux. Tous avaient souffert de la soif dans ces steppes brûlantes !

A leur retour du Tell, les Nomades Cheragas élèveront un hameau à Chegga.

La terre composée de (1) :

Sable siliceux	62,17
Argile Phosphate de chaux	10,23
Peroxyde de fer	3,69
Carbonate de chaux	2,85
Carbonate de magnésie	1,69
Sulfate de chaux	3,69
Chlorures alcalines	2,16
Eau, humine et matières organiques	13,52
	100,00

permettra d'y planter non-seulement le dattier et les arbres fruitiers qui croissent à son ombre, mais encore d'y cultiver les céréales. Un café caravansérail, entouré bientôt de masses d'arbres et de verdure, offrira un lieu de repos au voyageur fatigué.

La campagne artésienne était terminée, le succès avait couronné nos efforts, avait même dépassé nos espérances. L'opinion publique indigène avait été fortement impressionnée par ces utiles travaux, par l'é-

(1) M. Dubocq.

nergie de nos outils. Nos soldats avaient observé la plus admirable discipline, leur état sanitaire était resté excellent; enfin, en toutes choses, ils s'étaient montrés supérieurs à ceux au milieu desquels ils avaient vécu pendant huit mois.

L'administration française avait changé la face de ces contrées : à l'anarchie, à l'injustice des temps anciens, aux brigandages habituels, elle avait substitué un gouvernement juste et réparateur, elle avait rendu la sûreté aux routes hier encore si dangereuses. Pour montrer à quel point elle s'occupait du bien-être de ses nouveaux sujets, cette administration exécutait une série de travaux dont la nécessité était reconnue, dont les bienfaits étaient hautement appréciés. Notre parti devenait plus nombreux, plus fort; il proclamait que le gouvernement de la France avait fait plus en deux ans, pour la paix et la prospérité de l'Oued-Rir', que n'avaient jamais fait les Ben-Djellab pendant les siècles de leur commandement. Sidi Mohammed-el-Aïd, le marabout vénéré de Témaçin, revenant du pèlerinage de la Mecque, disait devant ses krouân et les chefs de l'Oued-Souf :

« Je viens de traverser plusieurs pays musulmans;
» partout j'ai trouvé la violence et l'arbitraire; je n'ai
» respiré librement que depuis le jour où j'ai mis le
» pied sur le territoire français. »

Les officiers du bureau arabe peuvent aujourd'hui parcourir, sans escorte, l'Oued-Rir' et l'Oued-Souf; ils sont accueillis avec empressement dans ces contrées lointaines soumises si récemment à notre pouvoir.

Les forages artésiens ont donné lieu à un fait des plus importants, à une évolution remarquable dans la constitution de la société arabe. La fraction des Selmia, les nomades par excellence, se fixant à Oum-Thiour,

témoigne des idées nouvelles introduites dans l'esprit des tribus du Sah'ara et de la possibilité de leur transformation. Le développement de la race européenne dans le Tell forcera à restreindre un jour ces émigrations périodiques des Nomades qui, traînant à leur suite famille et troupeaux, causent sur leur passage une véritable perturbation ; on pourra alors les établir dans les oasis nouvelles. Depuis la conquête de l'Afrique, ces grandes tribus arabes avaient conservé avec pureté la langue et les mœurs de leurs ancêtres : rien n'avait pu les faire renoncer aux habitudes de la vie de pasteur; il a suffi de quelques années de la domination française, de quelques puits artésiens pour faire brèche à une civilisation séculaire, aux instincts d'une race immuable, malgré ses déplacements fréquents. Le progrès matériel a été suivi du progrès moral.

Ces grandes métamorphoses ont été préparées par l'habileté de l'ingénieur civil, M. Jus, par le sous-lieutenant Lehaut et les soldats du 99ᵉ, mais surtout par le chef de bataillon Séroka, commandant supérieur du cercle de Biskra. C'est à l'intelligence, à l'active sollicitude, à l'expérience de cet officier supérieur, que je suis heureux de reporter la plus grande part dans la paix du Sud et dans la réussite des puits artésiens.

R'tass. Notre programme n'a pas cependant été tout à fait rempli : la corporation des plongeurs (*r'tass*), qui avait toujours eu le privilége de creuser les puits, de les débarrasser de leurs sables, obéissant à des sentiments de dépit, d'éloignement pour des procédés inconnus, n'a pas encore pris part à nos travaux. J'ai tout fait pour les amener à comprendre que loin de ruiner leur industrie, nous voulions la rendre moins dangereuse. Ils ont opposé jusqu'ici une résistance inerte. Malgré leur obstination, je ne renonce pas encore à les asso-

cier à notre œuvre : ils conserveront le privilége du curage des puits, aux anciennes conditions. Le métier qu'ils exercent est des plus pénibles ; forcés de plonger pendant quelques minutes sous la pression d'une colonne d'eau de 30 à 40 mètres de hauteur, il arrive parfois qu'ils sont asphyxiés. Toujours la phthisie les emporte après quelques années de cette périlleuse profession. Mais ils jouissaient d'une considération particulière, ils étaient des hommes indispensables, fêtés, exempts d'impôts ; ce prestige a disparu, et comme nous l'avons vu, chez des nations plus éclairées, au lieu de participer aux progrès, ils sont restés stationnaires, cherchant même à dénigrer les procédés européens. Heureusement notre triomphe a été si éclatant, si considérable qu'ils n'ont pu égarer l'opinion publique. S'ils persistent à ne pas entendre raison, je ferai instruire d'autres Rouar'a et la lutte leur deviendra impossible. Mais il est préférable de tenter un effort pour leur faire comprendre leurs véritables intérêts.

Projets pour 1857-1858.

Un deuxième matériel de sondage a été commandé : un seul équipage de sonde ne pouvait plus suffire ; le sous-lieutenant Lehaut sera chargé du forage des puits de Ksour, Sidi-Sliman, oasis situées près de Sidi-Rached, et qui sont sur le point de périr. Les terrains sont connus ; ils ne doivent présenter aucune difficulté sérieuse. D'ailleurs, les études auxquelles cet officier s'est livré en 1856, en France, l'expérience de la campagne de cette année, lui ont donné une habileté qui ne me laisse aucune inquiétude. Il tentera aussi un sondage à l'Ouest de Tamerna, à M'ra'ra et fera fonctionner en même temps les soupapes à boulets, soit par les R'tâss, soit par d'autres indigènes, pour le curage des puits ensablés.

L'œuvre difficile reste confiée à M. Jus qui s'est dis-

tingué par tant de capacité et de zèle. C'est lui qui, avec le 2ᵉ équipage de sonde, exécutera les forages d'El-Faïdh et de Sidi Salah, dans le Zab Chergui. Cette région, dont les terrains n'ont pas encore été explorés, est placée dans des conditions favorables d'altitude. Si nous parvenons à y faire jaillir les eaux, rien ne pourra se comparer à la fertilité de ces terres composées d'un sehm siliceo-calcaire et dont les parties irriguées par les indigènes produisent déjà de magnifiques céréales. C'est là que nous pensons pouvoir cultiver le coton sur de vastes étendues.

Enfin M. Jus irait faire des sondages d'essai dans le bassin du Hodna, au Nord-Ouest des Ziban et au Sud des montagnes du Belezma et du Bou Thaleb. Dans cette dernière contrée surtout, les cultures du coton doivent admirablement réussir. Les auteurs arabes parlent des nombreuses cotonnières qui y existaient de leur temps (1). Les céréales y sont célèbres. Quand toutes les terres pourront être irriguées, je ne crains pas de l'avancer, aucune partie de l'Algérie ne présentera des éléments de richesse comparables à ceux du Hodna. Puis-je aussi, sans audace, dire que le chemin de fer de Constantine sera alors prolongé jusque dans ce bassin. Aucun obstacle de terrain ne s'y oppose.

Si ces recherches d'eaux jaillissantes échouaient dans le Nord du Sah'ara et dans le Hodna, il y aurait lieu de recourir aux barrages des vallées de l'Aourès et du Belezma, car aucun sacrifice ne doit arrêter pour donner à ces plaines la fertilité qu'elles peuvent acquérir au moyen des irrigations. La terre végétale y est profonde, le blé et l'orge y deviennent magnifiques, les jardins de palmiers produisent des bénéfices considé-

---

(1) Edrisi, Ibn Hancal, Aboulféda.

rables. Si nous pouvons y joindre la culture du coton Géorgie longue soie, ce Sah'ara, si longtemps maudit, n'aura rien à envier aux terres les plus vantées.

J'étudie les bases sur lesquelles la propriété nouvelle devra être constituée à Oum-Thiour, à Chegga ; c'est une question difficile, en raison de sa nouveauté et de ses conséquences qui doivent avoir une si grande influence sur l'avenir de ce pays.

Déjà, dans les oasis de Tamerna et de Sidi Rached, nous avons donné une part d'eau à ces prolétaires, à ces krammès qui ne possédaient pas même un palmier. Ils sont ainsi intéressés au nouvel ordre des choses, par ce petit capital que leur travail fera fructifier ; ils sont associés à notre œuvre, par l'intérêt personnel. Cette innovation portera ses fruits : les krammès auront vu diminuer leurs souffrances, en même temps que tous les intérêts de l'Oued Rir' trouveront paix et protection, ce qui leur avait toujours manqué.

Même en supposant que tout ce qui précède puisse s'exécuter dans la campagne prochaine, que de travaux il restera encore à accomplir! Multiplier ces puits bienfaisants dans le Hodna, dans les Ziban, dans l'Oued Rir'. Chercher à obtenir les eaux jaillissantes entre Temaçin et Ouargla, arriver jusqu'à l'oasis de Touât, se livrer à toutes les cultures riches que le climat comporte ; ouvrir au commerce français les profondeurs du Soudan, à la civilisation cette mystérieuse Afrique Centrale ! Notre tâche sera depuis longtemps achevée ; la voie aura été ouverte, le but indiqué. Il sera réservé à l'industrie privée de féconder ces régions presque inconnues, il y a peu d'années encore, et où le génie de l'homme aura su triompher de la nature.

Batna, le 6 août 1857.

NOTES

1° Sondage de Tamerna.

Le montage de la chèvre, le creusement de l'excavation quarrée de 1m,50 de côté et 2 mètres de profondeur, la canalisation des rigoles servant à la distribution des eaux dans les jardins, le montage du treuil ont employé les journées du 22 avril au 1er mai 1856.

C'est le 1er mai que le premier coup de sonde a été donné par Ali Bey, caïd de Tuggurt; le diamètre du trou de sonde est de 0m,35, à la profondeur de 19m,81 dans une couche de gypse très-dur, le niveau des eaux est monté subitement dans le trou de 1m,70 à 0m,30 au-dessous du sol; les sables coulants traversés précédemment, en s'éboulant alors, ont empâté la lame du trépan et empêché la percussion, il a fallu descendre la colonne de 0,30 de diamètre intérieur pour empêcher ces éboulements et retirer les sables éboulés. Le premier tubage a atteint 20m,29; à 34m,72, quelques difficultés se sont présentées, la soupape est restée à plusieurs reprises prisonnière dans les sables, on a descendu la colonne de 0m,255, le trou de sonde a été ainsi tubé jusqu'à 35m,07. A 44 mètres dans les sables rouges quartzeux, le tenon de l'emmanchement du trépan a cassé, avec la cloche à vis on n'a pu parvenir à emboîter la partie cassée, et au troisième voyage seulement la caracole a pu saisir le trépan et le remonter. A 48 mètres, les grès rencontrés étaient très-durs, les deux tiges n° 1 se sont pliées et le trépan est toujours revenu détérioré; on a alors changé encore le diamètre du sondage qui n'a plus été que de 0m,20. La colonne descendue avait un diamètre extérieur de 0m,205, et le trou a été tubé jusqu'à la profondeur de 46m,24.

A 57m,84, les eaux sont devenues jaillissantes; à 59 mètres, on a construit un petit trépan pour chercher si sous le grès dur se trouvaient les argiles ferrugineuses qui contiennent la nappe jaillissante. Après 0m,20 de forage, le trépan s'est enfoncé subitement de 0m.80, l'eau a jailli avec une telle force qu'il a été nécessaire de relever immédiatement le trépan. Les eaux en s'élevant ont entraîné d'elles-mêmes les sables et les débris des travaux. Le 11 juin, la partie vide entre les colonnes

de 0m,30 et 0m,20 a été bétonnée, le béton de mauvaise qualité a pris très-mal. Chaque jour l'eau s'est clarifiée, et le volume a augmenté : malheureusement le grand puits a diminué sensiblement. On a construit le réservoir ; et enfin, le 12 juin, le détachement est parti pour Biskra.

Les terrains traversés ont été : des sables et des argiles avec gypse cristallisé, du gypse terreux très-dur, des grès en plaquettes également très-durs.

Des échantillons en forme de petits parallélipipèdes des diverses couches traversées ont été adressés au service des mines, à Alger. Ces échantillons lavés, dont on a retiré les fragments de gypse, ne donnent qu'une idée approchée des couches.

Voici la composition de quelques-uns des échantillons (1) :

1re couche de 0.00 à 3.05	Silice et argile	0,629
	Sulfate de chaux	0,275
	Carbonate de chaux	0,008
	Chlorure de sodium	0,0016
	Eau	0,084
2e couche de 3.05 à 3.35	Silice et argile	0,5580
	Sulfate de chaux	0,3525
	Carbonate de chaux	0,9024
	Chlorure de sodium	0,0011
	Oxyde de fer, phosphates, etc.	0,013
	Eau	0,063
3e couche de 3.35 à 3.70	Silice et argile	0,546
	Sulfate de chaux	0,0882
	Carbonate de chaux	0,1650
	Carbonate de magnésie	0,0632
	Chlorure de sodium	0,0045
	Oxyde de fer alumine, phosphate	0,084
	Eau	0,040
5e couche de 4.30 à 6.05	Sable blanc et argile	0,6065
	Oxyde de fer	0,0250
	Sulfate de chaux	0,2752
	Carbonate de chaux	0,0585
	Carbonate de magnésie	0,0192
	Eau	0,073
13e couche de 30,5 à 34,44	Sable blanc et argile	0,7175
	Carbonate de chaux	0,1450
	Carbonate de magnésie	0,0420
	Oxyde de fer	0,0815
	Eau	0,015
20e couche à 60	Sable blanc	0,9125
	Oxyde de fer	0,0040
	Sulfate de chaux	0,0315
	Carbonate de chaux	0,037
	Carbonate de magnésie	0,0125

(1) Ces analyses ont été faites par M. Vatonne, ingénieur des mines.

Le mélange du sable et du sulfate de chaux dans le désert est souvent cristallisé, comme cela arrive à Fontainebleau pour le sable et le carbonate de chaux, il forme les lentilles aplaties, enchevêtrées dans tous les sens. Le gypse de cette nature provenant de l'oasis du Souf, a pour densité 2.421. Il offre la composition suivante :

	gr.
Sable blanc	0,3700
Argile	0,0510
Sulfate de chaux	0,4144
Carbonate de chaux	0,0357
Carbonate de chaux	0,0150
Eau	0,1143

Le sulfate de chaux cristallisé $So^3CaO, 2HO$ ne perd pas d'eau à une température inférieure à 100° ; d'après la formule précédente 0,4144 de sulfate de chaux contiendrait 0.1094 d'eau, mais la perte à l'étuve de Gay-Lussac étant 0.085, si l'on n'admet pas que l'eau perdue à l'étuve ne soit de l'eau de combinaison, il reste seulement 0.0293 d'eau combinée. Le sulfate de chaux serait donc en partie à l'état anhydre.

L'eau du puits de Tamerna a été analysée par M. Lefranc, pharmacien en chef de l'hôpital militaire de Bathna.

La composition serait la suivante pour un litre.

	gr.
Sulfate de soude	1,600
Chlorure de sodium	0,600
Sulfate de chaux	1,200
Carbonate de chaux	0,350
Chlorure de magnésium	0,750
Matières organiques	traces.
	4,500

L'eau de Tamerna a été analysée au laboratoire d'Alger. L'eau envoyée avait une odeur sulfurée due à la décomposition du sulfate de chaux par les bouchons. Cette odeur disparaissait par l'exposition à l'air. La densité de l'eau à la température de 28°C. était de 1,0045. Cette eau précipitait instantanément le savon, en transformant les margarate et oléate alcalins solubles du savon, en margarate et oléate de chaux insolubles. Cette eau par l'évaporation à sec laissait un résidu pesant 4g,544. Les sels étaient déliquescents. Le résidu insoluble dans l'eau pesait 0g,381 ; traité par l'acide chlorhydrique, il res-

tait alors un résidu assez abondant de silice insoluble dans l'acide.

La composition élémentaire est la suivante:

	gr.
Chlore	0,497
Acide sulfurique	1,6036
Chaux	0,7616
Magnésie	0,3600
Soude	0,2247
Oxyde de fer, phosphates, etc.	traces.
Silice	0,160
Acide carbonique (non déterminé directement).	

Les sels en dissolution dans l'eau seraient:

	gr.
Silice	0,1600
Carbonate de chaux	0,2210
Sulfate de chaux	1,5427
Sulfate de soude	1,2377
Chlorure de sodium	0,5420
Chlorure de magnésium	0,8390
	4,5424

2° Sondage de la Zaouia de Tamelh'at.

Ce sondage a présenté de grandes difficultés. L'emplacement du sondage est choisi par Si Mammar, marabout de Tamelh'at, sur une des places de la Zaouia, à 10 mètres d'un ancien puits entièrement comblé. Le diamètre de 0m,20 est jugé convenable pour le trou de sonde; on pense ne pas avoir de sable à traverser et atteindre la nappe jaillissante de 42 à 55 mètres de profondeur.

Le premier coup de sonde est donné le 3 décembre. Jusqu'à la profondeur de 26m,72 le sondage n'offre rien de particulier, mais à cette profondeur les argiles supérieures s'éboulent et la tarière ramène des morceaux de palmier mélangés aux débris du forage; on pense alors que le trou de sonde communique avec l'ancien puits, et on descend une colonne de 0m,25 de diamètre extérieur, la descente ne s'effectue qu'en rôdant.

A 42m,28, on élargit le trou de sonde et on relève la colonne; le frère de Si Mammar pensant que le diamètre 0m,20 est insuffisant pour l'écoulement de l'eau, on tube alors le puits au diamètre intérieur de 0m,25.

A 66m,80, on descend la colonne de 0m,20. Depuis le 22 décembre, des sables purs encombrent le trou, et, jusqu'à 45 mètres, forment un banc dur que les outils de petit diamètre

ne peuvent entamer. D'où proviennent ces sables? Ceux traversés jusqu'alors sont argileux et ne sont pas éboulés de 57 à 67 mètres. Aurait-on traversé une nappe qui n'aurait pas la force de lancer les sables, lesquels accumulés au fond du sondage empêcheraient son écoulement? Tout ce qu'on peut affirmer, c'est qu'une élévation de $0^m,80$ s'est manifestée au sol à 66 mètres de profondeur et qu'aucune nappe n'a été rencontrée de 42 à 57 mètres. On descend la colonne de $0^m,20$ pour faciliter le retrait des sables. Cette colonne descend avec beaucoup de difficultés, à $50^m,58$ elle résiste au mouton; on emploie alors les vis de pression. Ce n'est qu'après bien des efforts que la colonne descend et que la soupape revient enfin pleine de sable.

Le fonçage continue; le 7 février on est à $82^m,02$ et on n'a pas trouvé l'eau; à $84^m,70$, le petit trépan refuse de descendre d'un seul centimètre; en rôdant on sent l'emmanchement de la tige dans les sables, on relève le trépan; la soupape s'arrête dans ces divers voyages à des profondeurs variables voisines de 72 mètres et revient pleine de sable rouge. Il en est de même de la tarière qui revient toujours pleine de boue et forme piston en remontant. Il est reconnu impossible de continuer au diamètre de $0^m,20$, on construit un lime-tuyau et on lime la colonne à 46 mètres de profondeur. La lime-tuyau fait une coupure nette, on relève la colonne de $0^m,20$, on suspend le sondage, on bétonne, mais avec du ciment plus mauvais encore que celui employé à Tamerna, et on place le réservoir. La source débite 32 litres par minute.

La composition de l'eau, d'après M. Lefranc, serait:

	gr.
Sulfate de soude	0,650
Chlorure de sodium	0,750
Sulfate de chaux	1,100
Carbonate de chaux	0,250
Chlorure de magnésium	0,500
Sels de fer, matières organiques	traces.
Poids des sels	3,250

3° Sondage de l'oasis de Tamelh'at.

Ce sondage a été commencé le 12 février 1857. Le sondage n'a présenté d'abord aucun accident, le diamètre du trou, à la profondeur de $39^m,72$, a été réduit de $0^m,35$ à $0^m,20$, on est parvenu à $58^m,50$ avec ce diamètre. Le 4 mars l'enlèvement des appareils, le bétonnage de la partie vide entre les tuyaux et les

parois du forage ont occupé le détachement jusqu'au 7 mars.

La composition de l'eau serait, d'après M. Lefranc :

	gr.
Sulfate de soude	1,000
Chlorure de sodium	0,650
Sulfate de chaux	0,850
Carbonate de chaux	0,250
Chlorure de magnésium	0,550
Sels de fer, matières organiques	traces.
	3,300

Le sondage a eu pour but l'approfondissement d'un puits de 45 mètres dont le fonçage avait dû être abandonné par les indigènes. La tarière descendue pour reconnaître la profondeur, ramène du gypse terreux très-dur ; le travail commence par la descente d'une colonne de 44 mètres ayant un diamètre intérieur de $0^m,255$. A 54 mètres, la couche étant traversée l'eau jaillit avec force, le volume est de 4.000 litres à la minute. Mais l'ancien puits qui arrose la partie basse de l'oasis, ne donne plus que 1.620 litres au lieu de 3.000. Commencé le 8 mars 1857, le sondage était terminé le 13. 4° Sondage de Sidi Rached.

La composition de l'eau du puits de Sidi Rached est, d'après M. Lefranc, la suivante :

	gr.
Sulfate de soude	1,950
Chlorure de sodium	1,600
Sulfate de chaux	2,050
Carbonate de chaux	0,280
Chlorure de magnésium	0,650
Sel de fer, matière organique	traces.
	6,530

Le premier coup de sonde est donné le 21 mars 1857 ; à 7 mètres, on rencontre une première nappe ascensionnelle ; à $11^m,68$, les sables blancs supérieurs coulent ; il faut descendre une colonne de garantie de $0^m,30$ de diamètre intérieur ; à $31^m,60$ et à 42 mètres, on rencontre de nouvelles nappes ascendantes ; à 53 mètres, on atteint une première nappe jaillissante d'un débit de 20 litres par minute. Le levier d'équilibre casse lorsqu'on atteint la profondeur de 64 mètres, le trépan se décroche de la clef de relevée et tombe au fond du trou, on le relève avec la cloche à vis sans trop de difficulté. A $79^m,60$, on rencontre une deuxième nappe jaillissante donnant 150 litres par minute. Après avoir tubé au diamètre intérieur de $0^m,205$, 5° Sondage d'Oum-el-Thiour.

on rencontre à 94^{m},80, une troisième nappe jaillissante ayant un débit de 30 litres. Plusieurs accidents sans gravité surviennent; à 107^{m},70, les sables sont tellement gras qu'il faut employer une force extraordinaire que le treuil ne peut développer pour relever le trépan et la soupape. Le 3 juin, on suspend le travail, on bétonne la partie vide du fond. Le tube est percé de trous aux profondeurs convenables pour recueillir les eaux des diverses nappes rencontrées.

L'analyse de l'eau d'Oum-el-Thiour n'a pas été faite.

6e Sondage de Chegga.

Le premier coup de sonde est donné le 6 juin 1857; à 6^{m},40 et 15^{m}.50, on rencontre des nappes ascendantes, on tube le trou et on continue le fonçage au diamètre de 0^{m},30; à 19^{m},60 et 21 mètres, on rencontre de nouveau des nappes ascendantes, et à 24 mètres une nappe jaillissante donnant 20 litres par minute. On relève la colonne de 0^{m}.30; on équarrit au diamètre de 0^{m},35, on tube à 0^{m},30, la colonne porte des trous à 21 et à 24 mètres. A 28^{m},30, nouvelle nappe jaillissante débitant 30 litres par minute, on descend la colonne de 0^{m},255 de diamètre intérieur. A 32^{m},80, autre nappe donnant 20 litres par minute. Le forage est arrêté le 27 juin; on coupe la colonne à 28 mètres, on la descend jusqu'au fond du sondage, elle porte des trous de 0^{m},01 à 0^{m},05 à toutes profondeurs des nappes jaillissantes, la cuve est placée et le bétonnage terminé le 30 juin.

La composition de l'eau du puits de Chegga est la suivante, d'après M. Lefranc:

	gr.
Chlorure de sodium	0,280
Sulfate de soude	3,350
Sulfate de chaux	1,540
Carbonate de chaux	0,360
Chlorure de magnésie	0,400
Sels de fer, matières organiques	traces.
	5,930

Extrait d'une lettre de M. Ch. Laurent.

Si on voulait remonter au plus loin, on pourrait avancer qu'il semble probable que Moïse, avant de lancer le peuple de Dieu dans le désert de Sinaï, avait eu soin de se pourvoir des verges nécessaires au forage. Bon nombre de fontaines en Syrie portent encore aujourd'hui les noms bibliques de puits de Jacob, de Salomon, etc., que la tradition fait remonter jusqu'à ces Patriarches.

Il existe encore aujourd'hui dans la mosquée de la Mecque, au-dessus de l'édifice destiné à la prière de la secte orthodoxe de Chafiy, un puits dit de Zemzem, dont l'ange Gabriel fit jaillir la source pour étancher la soif d'Agar et d'Ismaël errants dans le désert. Ce puits fut comblé pendant quinze siècles, et ne fut découvert que par le grand-père de Mahomet.

Les eaux de Zemzem réputées saintes servent aux Musulmans, soit pour se purifier, soit pour se désaltérer. En quittant la Mecque, ils en emportent des bouteilles pour en verser ensuite quelques gouttes dans l'eau ordinaire qu'ils boivent pendant leur pèlerinage.

Quelques auteurs font remonter les puits de l'oasis d'Ammon à une très-haute antiquité, quatre mille ans. Ce qui semble certain, c'est que l'industrie des puits jaillissants dans la Haute-Égypte remonte au temps des premiers historiens grecs, c'est-à-dire au delà du cinquième siècle avant notre ère, puisqu'à cette époque l'oasis de Thèbes était déjà renommée par la beauté de sa végétation, et que celle-ci ne pouvait provenir que de la présence de puits amenant à la surface les nappes souterraines.

Diodore, évêque de Tarse, mort vers 390, nous a laissé sur la grande oasis située dans le désert à une quarantaine de lieues de l'Égypte, la description suivante, qui montre bien clairement que, de son temps, cette contrée tenait sa fertilité des puits qu'on y avait creusés.

« Pourquoi, dit-il, la région intérieure de la Thébaïde, qu'on » nomme Oasis, n'a-t-elle ni rivière, ni pluie qui l'arrose, mais » n'est-elle vivifiée que par le courant de fontaines qui sortent » de terre, non d'elles-mêmes, non par des pluies qui tombent » sur la terre et qui en remontent par ses veines, comme chez » nous, mais grâce à un grand travail des habitants? Serait-ce » l'indice que ces lieux qui produisent des fontaines de ce » genre, des fontaines qui donnent naissance à de vrais fleuves » d'une eau aussi douce que limpide, sont dominés par des » montagnes? Mais, au contraire, ces vastes plaines sont très-» éloignées des montagnes, sont tout à fait unies, entièrement » privées d'eau, ou tout au moins ne renferment qu'une très-» petite quantité d'une eau lourde et salée qui ne jaillit point » du sein de la terre, mais qui se trouve dans des creux et qui » ne suffit pas pour étancher la soif pendant l'été. »

Photius, qui a conservé ce curieux passage de l'évêque de

Tarse, en cite encore un autre plus ancien et non moins intéressant en ce qu'il est d'un historien né et élevé dans l'Oasis, c'est un passage d'Olympiodore, vivant au cinquième siècle, qui dit que dans son pays natal on creuse des puits à 200 et même 500 coudées de profondeur (92 à 230 mètres), puits de l'orifice desquels s'échappe un courant dont les habitants se servent pour l'irrigation de leurs champs; il ajoute que ces torrents souterrains charient quelquefois à la surface des poissons et des débris de poissons.

Niebuhr, qui raconte le même fait, prétend qu'Olympiodore florissait à Alexandrie vers le milieu du sixième siècle. Il y aurait là une erreur d'un siècle environ. Quoi qu'il en soit, on est certain de l'existence d'un grand nombre de puits, dès les premiers siècles de l'ère chrétienne, puisque déjà à cette époque, les oasis de l'Égypte jouissaient d'une grande réputation de fertilité.

Maintenant voici un témoignage récent, tiré d'une lettre de M. Ayme, chimiste manufacturier français, devenu gouverneur des deux grandes oasis de Thèbes et de Garbe, et où il a établi de grandes fabriques d'alun et de salpêtre pour le compte de Mehemed-Aly.

La première de ces oasis a 25 lieues de long sur 2, 3 et 4 de large.

La seconde a environ 20 lieues de long; sa configuration est en ovoïde.

Ces deux oasis contiennent à peu près vingt-cinq mille arpents de terre de très-bonne qualité, propre à la culture du sucre, de l'indigo et du coton, d'après les expériences de M. Ayme. Voici comment elles sont irriguées :

« Les deux oasis, dit-il, sont, on peut s'exprimer ainsi, criblées de puits artésiens. J'en ai nettoyé plusieurs : j'ai bien réussi : mais les dépenses sont grandes, par suite des quantités de bois dont il faut garnir les ouvertures quarrées d'en haut qui ont de 6 à 10 pieds de côté, pour éviter les éboulements. Les ouvertures ont de 60 à 75 pieds de profondeur. A cette profondeur, on rencontre une roche calcaire sous laquelle se trouve une masse d'eau ou courant qui serait capable d'inonder les oasis, si les anciens Égyptiens n'avaient établi des soupapes de sûreté en pierre dure, de la forme d'une poire, armée d'un anneau de fer, pour avoir la facilité

» de les faire entrer et les retirer au besoin de l'*algue* » fontaine. L'*algue*, ainsi appelée par les Arabes, est le trou pra- » tiqué dans le rocher calcaire, qui, suivant la quantité d'eau » que l'on veut rendre ascendante a de 4, 5 et jusqu'à 8 pouces » de diamètre. Mes recherches et l'expérience m'ont fait con- » naître que les anciens opéraient ainsi : ils commençaient par » établir un puits quarré jusqu'à ce qu'ils eussent trouvé la » roche calcaire, sous laquelle se trouve cette immense quan- » tité d'eau; une fois la roche reconnue, ils garnissaient les » quatre façades de planches à triple doublage pour éviter les » éboulements des terres. Ce travail, qui se faisait à sec, ter- » miné, ils perçaient la roche, soit avec des tiges de fer, soit » avec un fer très-lourd attaché à une poulie. Tous les trous » qui sont dans la roche calcaire ont de 300 à 400 pieds pour » arriver au cours d'eau souterrain. Au fond, l'on trouve du » sable comme celui du Nil. Le fait matériel qui me con- » firme le plus dans mon opinion sur le cours d'eau souter- » rain, c'est que j'ai nettoyé une fontaine à la profondeur de » 325 pieds, qui me donne du poisson pour ma table. Tous les » bois des anciennes fontaines sont pourris. » (Lettre écrite vers 1849.)

Ce qui précède confirme, comme on le voit, les anciens récits. On prétend que quelques-uns de ces puits sont maçonnés en briques. Ayme-Bey n'en parle pas et je ne puis me rappeler à quelle source est puisé le souvenir qui me reste de ce fait. Pour la construction de ces puits, le terrain était déblayé en gradins sur une assez vaste échelle, jusqu'à ce que l'on eut rencontré le fameux schiste qui recouvre presque toujours ces nappes d'eaux soutorraines d'après la plupart des récits. Arrivé là, on construisait sur cette pierre une colonne à peu près semblable aux cheminées de nos manufactures en remblayant au fur et à mesure de l'avancement de la construction. Le sol étant remis à niveau, au moyen d'une masse de fer attachée à une corde, on perçait la voûte de la nappe d'eau, celle-ci alors prenait son mouvement ascensionnel dans le conduit préparé et s'écoulait au sol. Cette opération se faisait probablement sur des points où nulle infiltration d'eaux parasites ne pouvait entraver le travail et où le terrain présentait assez de solidité pour que la nécessité de boiser les gradins fût presque inconnue. Lorsqu'il y a ensablement de ces puits, qu'ils soient en briques ou en bois comme ceux du Sah'ara, avec lesquels ils

semblent avoir une certaine parenté, il n'est pas question de plongeurs comme dans l'Oued-Rir'.

D'après le docteur Griffith, voyageur anglais, qui a plusieurs fois traversé les déserts de l'Égypte, on trouve l'eau à de très-petites profondeurs sous le sable; il suffit pour obtenir des sources jaillissantes de percer avec une verge une roche très-peu épaisse qui retient les eaux captives.

Ayme-Bey nous écrivait le 7 mars 1848 que ses travaux pour les puits forés de la chaîne Lybique acquiéraient tous les jours une plus grande importance, qu'il était à la confection du septième : toujours de l'eau en abondance. Lorsqu'il vint s'établir dans les oasis, il ne pouvait employer qu'un nombre de bras aussi restreint que possible et ceux seuls qui pouvaient travailler fructueusement à la fabrication du salpêtre ou de l'alun. Depuis, on a pu faire venir les femmes et conserver les enfants, centupler l'importance des produits industriels et faire des travaux de culture totalement interdits lorsqu'on était dans la nécessité de faire venir l'eau à dos de chameau. Nous savons seulement ces faits, nous manquons de détails précis sur l'augmentation de la population autour de ces puits; elle doit être considérable.

Ces travaux d'Ayme-Bey se relient à d'autres entrepris par lui également, pour recherches de houille entre le Nil et la mer Rouge, au Djebel Afret, à la hauteur du Syout. Les gisements houillers, dès 1847, s'amélioraient de plus en plus; vers 200 mètres ils offraient une quantité de charbon qui avait servi pour souder des barres de fer de 35 millimètres de côté.

Vers cette époque, M. Nœtinger, envoyé par M. Degousée à Mehemet-Aly, faisait des recherches au Vadi-el-Hanay, près d'Edfau (Haute-Égypte) : après avoir traversé 10 mètres de terrain d'alluvion, il avait trouvé des marnes, des grès et des argiles qu'il rapportait à la formation inférieure liasique; puis il était entré dans des grès et des schistes houillers avec grès bigarrés contenant de la houille d'assez bonne qualité, mais d'une faible épaisseur. A 44 mètres à la base des marnes et des argiles, des eaux assez abondantes avaient été rencontrées, mais elles sont restées en contre-bas du sol. Ces travaux étaient, le 25 décembre 1847, à 170 mètres de profondeur et n'avaient pas atteint les schistes houillers de l'ancienne formation qui s'appuient eux-mêmes à l'est, au sud-est et sud-ouest sur les terrains primitifs de la chaîne arabique.

Le 15 décembre 1848, un second sondage toujours au Wadi-el-Hanay avait traversé une première couche d'assez bonne qualité de 2 mètres d'épaisseur, deux suivantes de 1m,30 chacune et enfin deux dernières de 1 mètre seulement; en tout, pour les cinq veines, 6m,60. La qualité augmentait avec la profondeur qui n'était encore que de 93m,33.

Un grand puits d'extraction avait été ouvert et était à 30 mètres de profondeur, c'est-à-dire à 12 mètres de la première veine de houille, lorsqu'il devint nécessaire de songer à faire l'application des procédés usités en semblable circonstance, d'appeler des mineurs de profession, de faire venir du bois, etc. Les changements survenus dans le gouvernement arrêtèrent ces travaux si importants pour l'Égypte, mais que l'avenir reprendra sans aucun doute.

Nœtinger quitta peu après le gouvernement pour entrer au service de Son Altesse Saïd-Pacha, aujourd'hui vice-roi. Au moyen d'un petit matériel de sonde que nous avions fourni à Saïd-Pacha, il fit plusieurs petits puits artésiens dans une propriété du prince, située près du lac Mareotis, dans les environs d'Alexandrie. Ces puits de 9 mètres de profondeur seulement rencontrèrent sous des argiles vertes des eaux douces s'élevant au-dessus du sol jusqu'à 2 mètres et fournirent environ 50 à 60 litres à la minute. On en tenta un plus profond jusqu'à 54 mètres. Il traversa des sables, des grès, des argiles vertes noirâtres et des argiles vertes sablonneuses appartenant aux terrains tertiaires et ne donna que des eaux ascendantes au niveau du sol, mais fort douces. Ces puits sont destinés à l'établissement de rizières sur les bords de ce lac ou étang.

Ces eaux sont fort recherchées des marins du canal de Mahmoudieh qui joint Alexandrie au Nil à Atfets.

Un autre sondage entrepris à Gabary, près Alexandrie, a été laissé par Nœtinger à 118 mèt.; il avait traversé des sables mouvants pendant 68 mèt. De 68 à 118 mèt., les terrains consistent en marnes grises, jaunes et blanches entrecoupées de quelques minces couches sableuses qui fournissent déjà des eaux qui s'élèvent au sol. Une quatrième colonne eut été nécessaire pour continuer ce travail, mais Nœtinger, déjà malade depuis longtemps, fut chargé des sondages d'étude de l'isthme de Suez où il succomba à son dix-neuvième trou de sonde sur vingt et un qu'il avait à faire.

Pressentant sa mort prochaine, Nœtinger, en nous faisant ses

adieux (lettre de juin 1854), nous faisait entrevoir l'avenir qu'avait la Haute-Égypte où il avait découvert deux formations houillères. Il déplorait la mort de Mehemed-Aly et d'Ibrahim qui avaient occasionné tant de changements d'idées, et par suite l'abandon momentané de ses précieuses découvertes. Il espérait que le prince clairvoyant qui avait succédé à Abbas-Pacha reprendrait un jour la suite des grandes idées de Mehemed-Aly.

RAPPORT D'ENSEMBLE

SUR LES FORAGES ARTÉSIENS EXÉCUTÉS DANS LA SUBDIVISION DE BATNA.

Par M. DESVAUX,
général de brigade, commandant la subdivision de Batna.

Les travaux de sondage dans la subdivision de Batna en 1857-1858, ont reçu une grande extension. Un deuxième équipage de sonde a été organisé. Les investigations ont eu lieu sur des points très-éloignés les uns des autres. Si quelques forages sont encore, par diverses causes, restés incertains, cette campagne n'a pas été moins fructueuse que celle qui l'a précédée, puisque la somme des eaux jaillissantes est plus que double de celle de l'année dernière. Une comparaison précisera mieux les bienfaits de ces forages ; en réunissant, par la pensée, les eaux des fontaines artésiennes françaises, on obtient un volume presque égal au Rhumel, à Constantine, au moment de l'étiage, avant sa jonction avec le Bou Merzoug. C'est donc une rivière créée dans les régions les plus chaudes de l'Algérie, dans ces solitudes où la moindre mare a tant de prix.

Jusqu'à présent, à ma connaissance, aucun puits ne débite autant d'eau que plusieurs de nos fontaines artésiennes de l'Oued Rir', notamment celle de Tamerna qui verse aujourd'hui 4.500 litres par minute. Je n'ai pas la prétention de comparer nos faciles sondages avec les admirables puits de Grenelle et de Passy, où l'on a dû lutter pendant tant d'années et avec tant

d'argent contre des difficultés sans pareilles ; mais comme résultat, il faut s'applaudir d'avoir rencontré des terrains favorables et d'avoir pu obtenir si vite et si économiquement une telle masse d'eau dans le sud de l'Algérie.

Enfin le problème le plus important, celui de préparer un riche terrain à la colonisation européenne, a été résolu. Le Hodna, ce fertile bassin, où le blé rapporte quelquefois 40 pour 1, possède des nappes jaillissantes. Quand on songe qu'à côté de ces fabuleuses céréales, l'olivier, le coton, beaucoup d'autres produits doivent réussir par les Européens, on peut avoir confiance dans l'avenir.

Afin d'avancer la réalisation de ces espérances, M. le capitaine Aublin, adjoint au bureau arabe, a commencé l'étude du régime des eaux des principales vallées dans le but de préparer un système complet d'irrigations. Ainsi par les fontaines artésiennes et par les barrages, des surfaces immenses, d'une fécondité sans égale, dont quelques parties seulement sont aujourd'hui en culture, offriront un jour à l'activité, à l'industrie européenne un magnifique champ d'expériences.

La curiosité, l'attention des indigènes n'ont fait que croître devant le spectacle de ces forages, déclarés par eux actes de folie, tant que la nappe liquide n'est pas venue confondre leurs préjugés. Des poëtes arabes ont chanté ces merveilles de la science et des arts mécaniques de l'Europe. Par suite, notre influence politique s'en est accrue et nos actes venant en aide à nos paroles, ont prouvé que la France poursuit avant tout en Afrique une œuvre de civilisation et qu'elle veut la prospérité des populations conquises à sa loi.

Une part d'eau a toujours été réservée pour les pauvres; à Tamerna leurs jardins sont défrichés. Les

choses les plus justes ne se font pas aussi facilement qu'on le pourrait croire: souvent les intérêts égoïstes se mettent en travers. Il a fallu destituer le scheïck de Tamerna qui n'avait pas obéi à mes ordres ; il frustrait, au profit de tous les anciens propriétaires, les indigents de la faveur accordée. Cet exemple a suffi.

Je ne dois pas négliger de faire ressortir le rôle pacificateur de l'armée dans ces travaux. A l'exception de M. Jus, ingénieur civil et de M. Lehaut, sous-lieutenant de spahis, les ateliers étaient composés exclusivement de soldats du 99ᵉ de ligne. Ces soldats ont suffi à cette grande tâche ; ils ont été pleins d'ardeur, travaillant nuit et jour. Leur discipline a été admirable, leur état sanitaire parfait, à tel point que depuis le 1ᵉʳ novembre jusqu'au 15 juillet, sur 70 travailleurs, pas un seul n'est entré à l'hôpital. C'est à la juste répartition du travail et du repos, à la bonne alimentation, surtout à l'absence d'excès qu'il faut attribuer cet état de santé. J'insiste d'autant plus sur ce fait, qu'il ne laisse plus de doute sur la possibilité d'acclimater les Européens, de les soustraire dans les mêmes conditions, aux maladies, au moins dans le Hodna.

La constitution géologique de ces bassins est aujourd'hui mieux connue. L'analyse des eaux et de la terre est terminée. Des échantillons des terrains de chaque forage sont déposés à Paris, à Alger, à Batna, à Biskra; avec les coupes géologiques et les journaux de sondage, ils offrent des matériaux que la science saura mettre en œuvre pour en déduire les lois qui doivent guider dans les recherches de ce genre. Chaque atelier, pourvu des instruments nécessaires, a pris note des observations météorologiques. Le réseau des nivellements généraux se construit au moyen des hauteurs du baromètre. Des pluviomètres vont compléter cet ensemble d'observa-

tions physiques, base certaine de tous les travaux à entreprendre.

Cette année encore on a suivi la marche tracée pour les sondages précédents : 1° Rendre la vie aux oasis en décadence ; 2° rechercher les eaux jaillissantes dans les vastes solitudes qu'elles doivent animer. La première partie du programme, la plus facile, a été confiée à M. le sous-lieutenant Lehaut. La seconde exige une grande habileté ; elle revenait à M. Jus, l'ingénieur de la compagnie Degousée et Laurent, qui a eu l'honneur de former M. Lehaut et nos soldats à l'art du sondeur. Deux ateliers ont été composés et munis de ce que réclamait leur éloignement, ils partaient de Biskra, le 1er novembre 1857.

El Ksour. *Fontaine de la Prospérité (jaillissante) : 3.336 litres par minute, à 25° ; 49m,64 de profondeur.*

M. le sous-lieutenant Lehaut a commencé le sondage de Ksour le 10 novembre. Il devait achever un puits ouvert par les indigènes en 1855. Les foreurs (R'tâssin) avaient arrêté ce sondage à 47m,20, parce qu'une nappe d'eau, de 36 litres par minute, s'était fait jour en bas au boisage et leur avait présenté un obstacle insurmontable. Avec la sonde française, le succès était assuré dans ce terrain de sable argileux et de gypse. Aussi, le 12 novembre, à 49m,64 de profondeur, trois jours après l'arrivée de nos soldats, le puits inutile de Ksour était changé en une magnifique fontaine donnant 3.336 litres d'eau par minute, à la température de 25°. Grâce au jaillissement de 1m,50 au-dessus du sol, les eaux purent être conduites dans l'oasis par un canal en remblai de 60 mètres de longueur ; tandis qu'auparavant la petite nappe de 36 litres se perdait dans un marais voisin.

Fontaine de la Vie (jaillissante) : 4.000 litres par minute, à 25° ; 74m,96 de profondeur. Sidi Sliman.

A 25 kilomètres au nord de Tougourt, au pied des hautes dunes qui séparent l'Oued-Rir' de l'Oued-Souf, se trouve Sidy-Sliman. Autrefois cette oasis a été prospère, mais à la fin de l'année 1857 elle offrait le plus triste spectacle. Le sol inculte était couvert de palmiers coupés. Onze de ces arbres restaient seuls debout, mais leurs palmes jaunissantes contrastaient avec le feuillage vigoureux des oasis voisines. Le village tombait en ruines. Les habitants avaient dû fuir ce lieu maudit et s'étaient retirés à Meggar.

Le désastre remontait aux premières années du siècle. A cette époque, trois fontaines abondantes vivifiaient les dattiers et les cultures ; le scheick actuel Si-bel-Abbès avait été témoin de cet heureux temps. Mais ces fontaines s'étaient successivement taries, les tentatives pour en creuser de nouvelles avaient échoué ; depuis vingt-cinq ans la verdure avait disparu.

Ce n'est pas qu'on eût manqué de courage et de persévérance, car on s'y était repris à sept fois différentes, à mesure que la soif faisait sentir ses angoisses. Un scheick de Tougourt, Mohammed-ben-Djellab, touché de cette détresse, avait même convoqué les populations de l'Oued-Rir' à Sidy-Sliman pour arracher cette oasis à la ruine qui la menaçait. Le courage du désespoir avait encore été impuissant, et les habitants, vaincus dans cette lutte impossible, avaient abandonné leurs palmiers, leur village, et s'étaient dispersés en pleurant. Le mal, disait-on, était sans remède ; un marabout vénéré avait déclaré que jamais l'eau ne coulerait plus à Sidy-Sliman.

Heureux de nos débuts de Ksour, nos soldats arri-

vent le 18 novembre. On fait choix, à 900 mètres au sud-est du village, d'un point élevé qui permît d'irriguer l'oasis entière; on y installe le sondage. Le 27, il était à 60 mètres de profondeur dans un terrain semblable à celui qui recouvre la nappe de Sidy-Rached. Le 4 décembre, à 74^{m},96, la dernière couche livrait passage à une rivière de 4.000 litres d'eau par minute, à 25° de température.

Les habitants de Sidy-Sliman manifestèrent alors la joie la plus vive, les femmes baisaient les mains des soldats. Le caïd de Tougourt, les scheicks des environs vinrent remercier M. Lehaut. La fontaine fut bénie solennellement. Les coups de fusil de la fantasia échevelée des cavaliers des Oulad-Moulett se mêlèrent aux chants religieux de la population de Sidy-Sliman et de Meggar, réunie autour du puits de la Vie, où des actions de grâces étaient rendues à Dieu et aux Français.

Quelques mois après, j'ai campé près de cette fontaine avec une colonne française, qui a pu s'y reposer de ses fatigues. Cette eau limpide fut d'autant mieux appréciée, que les dernières marches avaient eu lieu dans des dunes brûlantes. Déjà on pouvait juger de ce que sera Sidy-Sliman dans quelques années. Les habitants revenus à leur foyer avaient défriché 17 hectares; l'orge nouvelle parait la terre de sa fraîche verdure, l'eau courait joyeusement dans les saguias, les vieilles souches étaient arrachées, on creusait des trous pour les jeunes plantations, les maisons se relevaient; avant peu un moulin sera mis en mouvement par la fontaine.

Nos soldats si intelligents témoignèrent leur admiration de l'œuvre de leurs camarades. Le miracle de cette résurrection fut pendant tout le jour le sujet des entretiens du bivouac, et, j'en suis bien sûr, dans quelques

chaumières de nos départements on parlera encore de Sidy-Sliman.

Fontaine du Souvenir (jaillissante) : 2.000 *litres par minute, à* 24° ; 48 *mètres de profondeur.* Brâm.

Je n'avais pas le projet de faire un sondage cette année dans l'oasis de Brâm ; mais au mois d'octobre, le cuvelage du puits s'étant rompu, l'eau avait presque cessé de couler, et les habitants, incapables de réparer cet accident, avaient demandé à mains jointes que l'on prît pitié d'eux. L'atelier de M. Lehaut se trouvait à peu de distance, il reçut l'ordre de se rendre à Brâm. Ce forage fut terminé en onze jours. On obtint 2.000 litres par minute, à 24°.

L'eau de Brâm est des plus amères ; elle a donné lieu à un proverbe fort répété dans l'Oued-Rir' : *Autant recevoir des coups de bâton que de boire de l'eau de Brâm ;* et le proverbe n'a pas tout à fait tort.

Néanmoins, cette eau arrose des champs d'orge, de garance de l'aspect le plus agréable. Toute cette richesse ne dépérira pas, et cette charmante oasis continuera d'être verdoyante.

Comme partout la joie des indigènes se traduisit par des fêtes.

Fontaine du Scheïck Aïssa (jaillissante) ; 150 *litres par minute, à* 25°.5 ; 79m,80 *de profondeur.* Oum Thiour.

L'essai heureux qui en 1857 fixait une fraction des Selmia à Oum Thiour avait fait sensation dans le Sahara. Ces transfuges, comme les appellent les autres tribus nomades, ont été en butte aux reproches, aux quolibets de leurs frères. On ne peut leur pardonner d'avoir renoncé à cette belle vie nomade pour se faire

cultivateurs. J'ai toujours soutenu leur courage, je n'ai jamais cessé de donner à leur scheick Aïssa ben Sebâa des témoignages publics de considération. Afin de ne pas laisser de doutes dans les esprits sur l'importance que nous attachions à la création de ce village peuplé de cavaliers du désert, j'ai donné l'ordre d'y creuser une seconde fontaine artésienne. Après 23 jours de travail, la nappe de 150 litres jaillissait à $79^m,80$; la température de l'eau à 25°.

Dans ce forage, on a retrouvé les mêmes couches de terrains que l'année dernière, mais une anomalie doit être signalée : la troisième nappe jaillissante de 1857, à $67^m,40$ n'a pas été rencontrée, quoique les deux puits soient distants l'un de l'autre seulement de 250 mètres. Ces singularités ont déjà été notées en quelques endroits (1).

Aujourd'hui le village d'Oum Thiour est pourvu d'eau abondamment. 18 maisons y ont été construites. Le scheick Aïssa y a bâti une mosquée dont le minaret de 15 mètres sert de point de direction dans ces solitudes. Les dattiers plantés en 1857, ont presque tous réussi ; leur nombre s'augmentera avec les eaux nouvelles. Des arbres fruitiers, des légumes d'Europe ont été essayés.

Enfin ce même bivouac où les troupes françaises campaient habituellement dans un vrai désert, a offert à ma colonne, il y a quelques mois, tout ce qui lui était nécessaire. C'est aux frais du scheïck Aïssa ben Sebâa, au moyen des avances faites par lui à sa fraction que cette merveilleuse transformation s'est opérée. Aussi dans une réunion des officiers français et des chefs influents du Sahara, j'ai félicité ce scheick de son intelli-

---

(1) Arago. *Annuaire du bureau des longitudes*, 1835.

gente initiative, je lui ai promis l'appui de l'autorité pour mener son œuvre à bonne fin.

Cet exemple d'Oum Thiour s'imite à Chegga, mais avec moins d'entrain. Cependant les maisons s'y élèvent en ce moment, et avec de la persévérance les répugnances des nomades Cheraga se dissiperont.

Faute d'un bon ciment le bétonnage de la première fontaine d'Oum Thiour avait laissé des vides autour du tube et la quantité d'eau avait diminué. Ce bétonnage a été refait et l'eau a repris son débit. Pour éviter de pareils accidents à l'avenir, on fera usage du ciment de Portland de première qualité.

Sondages en cours d'exécution.

Ces deux sondages sont en cours d'exécution. Je crains que celui de Mr'ara, à 28 kilomètres à l'ouest de Tamerna, ne donne jamais d'eau jaillissante. L'altitude de 83 mètres dépasse de beaucoup le niveau hydrostatique du bassin de l'Oued Rir', si toutefois ce bassin se prolonge jusque-là. Le sondage de Mr'ara avait pour but principal de constater ce fait; en cas de succès il devait permettre la culture des céréales sur une étendue de plusieurs kilomètres à l'extrémité du cours de l'Oued Retem, qui, dans ses crues fort rares, y dépose un fertile limon. Mr'ara, El Mkam.

Si la hauteur de 83 mètres est bien réelle, je ne ferai pas de nouvelles recherches et je me contenterai d'utiliser la nappe ascendante qui arrive à 32 mètres du sol. On construira un simple puits qui sera d'une grande utilité dans cette région totalement dépourvue d'eau.

El Mkam est situé un peu à l'ouest de Chegga, dans le désert de Morr'ân. L'élévation de la température a forcé d'y suspendre les travaux dans le mois de juillet,

mais ils seront repris. 3 nappes ascendantes ont porté le niveau de l'eau à 14 mètres au-dessous du sol et permettront dans tous les cas d'y faire un puits, le seul qu'on rencontrera entre el Baadj' et Ourlal, dans un trajet de 60 kilomètres.

Le sondage de Mr'ara a été poussé jusqu'à 108 mètres, celui d'El Mkam a été suspendu à 94 mètres.

Forages en cours d'exécution.

El Faïdh. Taïr Rasbou. Aucune localité ne paraissait offrir plus de chances de succès pour un sondage qu'El Faïdh, dans la partie orientale des Ziban. On est à 36 mètres au-dessous du niveau de la mer, à quelques lieues du massif de l'Aourès, plusieurs rivières coulent dans cette direction, enfin le chott Melr'ir où toutes ces eaux se déversent, se trouve au sud du sondage. On comptait ne rencontrer que peu de difficultés et voir bientôt ces plaines fécondées par les eaux jaillissantes. Nous nous sommes complétement trompés : la sonde a traversé, du sol à 133 mètres, des couches dures et compactes. Ce n'est qu'à cette profondeur que les argiles boueuses et fétides annoncent une nouvelle formation et permettent de conserver encore l'espérance.

Quoique sans résultat jusqu'ici, ce sondage témoigne de l'habileté de M. Jus. Les resserrements fréquents du terrain, l'emprisonnement et la déformation des outils, les éboulements, la rupture du treuil, la sonde brisée en trois morceaux ont présenté des obstacles sérieux, mais n'ont pu empêcher de descendre jusqu'à $157^{m},17$, la plus grande profondeur obtenue en Algérie. Le matériel n'étant plus assez puissant, les travaux ont été suspendus ; nous sommes en mesure de les reprendre et de connaître enfin si la nappe artésienne existe au nord du Chott Melr'ir. Les dernières couches traver-

sées, semblables à celles du bassin du Hodna, confirment cette espérance.

A Taïr Rashou, sur l'Oued Djedi, à 32 kilomètres sud-est de Biskra, la sonde est descendue à 102 mètres. La formation d'El Faïdh s'y retrouve jusqu'à 30 mètres. Les couches sont discordantes avec celles de Chegga et Oum Thiour. Il résulte de ces deux forages que le système des indigènes attribuant les nappes artésiennes de l'Oued Rir' aux rivières du nord-ouest, de l'ouest et du sud a pour lui les probabilités.

Ces pénibles travaux d'El Faïdh et de Taïr Rashou ont mis en relief la constance des travailleurs et de leur chef. Rien n'a pu les décourager, les obstacles incessants n'ont fait qu'augmenter leur ardeur. Tous se sont montrés alors de vrais sondeurs, à la hauteur des circonstances les plus difficiles.

Les recherches qui seront reprises à El Faïdh décideront du sondage de Taïr Rashou. Quoi qu'il arrive, des nappes ascendantes constatées, permettront d'établir au moins des puits ordinaires. Celui de Taïr Rashou, au milieu de la maison de commandement, en complétera le système de défense.

Fontaine du coton (jaillissante) : 97 *litres par minute, à* 23°.2 ; 117m,50 *de profondeur*. Metkaouak.

Il était important de ne pas laisser finir la campagne sans exécuter des recherches d'eaux jaillissantes dans le Hodna. Tout ce qui avait été fait jusqu'alors en ce genre avait profité aux indigènes. La haute température du Sahara, les fièvres endémiques de l'Oued Rir', l'éloignement de ces contrées défendent de croire à l'avantage d'y établir les Européens. Dans le Hodna, au contraire, ils sont appelés à la plus grande prospérité. Le nombre, l'importance des ruines de cette région té-

moignent de ce qu'elle a été sous la domination romaine; la célèbre ville de Tubuna a conservé son nom et couvre encore le sol de ses débris. Les Berbères, au moyen âge, y ont eu des établissements florissants, dont Edrissi, Aboulféda vantent les cultures de coton. De nos jours, le Hodna est habité par des tribus guerrières et puissantes, les Oulad Derradj', les Saharis. Si on parvient à irriguer ces admirables plaines, le Hodna sera la terre promise de la province de Constantine; il est déjà cité par les indigènes, lorsqu'ils veulent parler du pays le plus fertile.

Quelques roches et fossiles recueillis à Coudiat el Asfeur ont fait classer le Hodna dans les terrains tertiaires, mais aucun géologue n'a visité cette contrée. Nous avions cependant grand espoir à l'aspect de ces plaines, au pied de hautes montagnes. Les fontaines situées dans la partie sud et élevées de 2 mètres quelquefois au-dessus des points environnants semblent être d'anciens puits jaillissants et confirment les espérances.

C'est dans ces conditions générales que fut décidé le sondage de Metkaouak, à 22 kilomètres au sud-ouest de la maison de commandement de Barika, dans la tribu des Oulad Sahnoun, grande fraction des Oulad-Derradj'.

Commencé le 18 mai et suspendu provisoirement le 11 juillet à la profondeur de 127 mètres, ce forage qui débite 97 litres d'eau par minute à 23°2, a traversé successivement trois séries de terrains qui semblent appartenir à des époques différentes. Deux nappes ascendantes et sept nappes jaillissantes ont été rencontrées. L'eau des deux premières nappes est arrivée lentement au sol, mais cependant avec assez d'abondance pour dégager son passage; les cinq autres, au contraire,

ont jailli avec force en entraînant une forte quantité de sable.

Il est probable que les indigènes ont tenté d'établir des puits dans le Hodna, mais la première nappe ascendante et les sables mouvants ont dû les décourager.

Tout fait espérer un plus grand volume d'eau. Les derniers terrains ramenés par le trépan sont les mêmes que ceux de la sixième nappe de 50 litres ; le forage sera donc repris dans quelques mois et poussé aussi profondément que possible.

L'eau avait à peine coulé que les douars voisins semaient des graines de pastèques, de maïs, et bientôt un immense jardin maraîcher couvrit cette terre stérile quelques jours avant. 3.000 chevaux, mulets ou dromadaires venaient s'abreuver chaque jour au ruisseau.

Les Ouled Sahnoun, sur le territoire desquels se forait le puits, sont les plus brillants cavaliers de la subdivision ; leur race de chevaux est très-estimée. Leurs luttes avec les Sahari's, leurs victoires sur ces derniers, ont fait dire que les Oulad Sahnoun étaient *la bride* des Sahari's. Aussi l'aristocratie de la tribu a-t-elle plus en estime le fusil que la charrue.

Dans une conférence avec les scheicks, les Kadhis, j'avais annoncé que peut-être bientôt des sources jailliraient du sein de la terre ; des sourires d'incrédulité vinrent alors animer ces mâles figures. Heureusement le succès m'a donné raison, et du doute on est passé à une admiration enthousiaste. L'atelier français n'a pas manqué de visiteurs. L'automne est attendu avec impatience pour voir reprendre ces travaux.

En deux ans 15 forages ont été entrepris : 11 avec succès, 4 sont en cours d'exécution. Je compte sur deux, les deux autres donneront au moins des puits ordinaires. Résumé.

Nous marchons maintenant avec confiance dans une voie connue : l'organisation est complète, elle puise ses moyens d'action dans le budget des centimes additionnels où sont versées les cotisations volontaires des arabes. Les dépenses, justifiées dans les formes de la comptabilité, sont acquittées par le receveur des contributions et soumises au contrôle de la cour des comptes.

L'expérience a fait connaître les règles à suivre pour les modifications du matériel, pour le transport par dromadaires. L'approvisionnement en vivres des ateliers est des plus réguliers. Nos sondeurs sont excellents, leurs directeurs sont habiles et dévoués. Les difficultés du début sont vaincues.

Projets pour 1858-1859.

M. Jus finirait le puits de Metkaouak. Il continuerait ses recherches dans les parties du Hodna qui offrent les conditions les plus favorables. Enfin si le temps le permet, il retournera à El Faïdh.

M. le sous-lieutenant Lehaut ferait un puits à Sidy Krelil et un sondage au pied du Nza ben Abdel Rzig, pour rendre plus courtes les étapes de la route de Biskra à Tougourt. Il irait après à Sidy Amran qui dépérit chaque jour. En passant à Tougourt, cet officier installera un petit atelier de soldats français et de travailleurs indigènes pour le curage des puits de cette ville et de sa banlieue. Nos méthodes n'ont pas encore été adoptées par les R'tâssin (plongeurs) quoiqu'ils en reconnaissent la supériorité, mais ils disent ne savoir pas se servir de nos outils. Il s'est manifesté chez les Rouar'a une telle confiance dans la paix, que tout le monde veut creuser des puits, planter des dattiers. Sûrs de récolter les fruits de leur travail, de n'être plus dépossédés injustement de la terre mise en valeur par leurs soins, les habitants de l'Oued Rir' font appel aux R'tâssin qui ne peuvent suffire à leurs demandes.

La compagnie Degousée et Laurent a modifié avantageusement l'appareil destiné au curage des puits. On pourra non-seulement les dégager des sables, mais encore les achever quand la couche aura peu de profondeur.

Il est probable que Sidy Krelil, Nza ben Abdel Rzig, Sidy Amran ne prendront que trois mois au plus. Il restera cinq mois pour les recherches d'eau entre Témaçin et Ouargla, peut-être même dans cette dernière ville.

Il est du plus haut intérêt de connaître si les nappes de l'Oued Rir' et d'Ouargla sont distinctes, car entre Blidet Amar et Ngoussa (100 kilomètres), les fontaines artésiennes disparaissent et l'on ne trouve plus que les puits des Dechour (el Hadjira, Taïbin, el Alia).

C'est à Aïn Bar'dad, au nord, à 12 kilomètres d'El Hadjira, que je proposerais de faire un sondage. La cote de hauteur encore de 77 mètres, est une des plus basses de cette ligne. Des traditions disent que des fontaines ont existé en ce lieu ; j'y ai vu les restes d'un village, la végétation de Tamaryx y est vigoureuse et abondante. Si nous parvenons à relier Ouargla à Tougourt par une route bien pourvue d'eau, la marche des caravanes de l'Afrique centrale vers nos possessions sera facilitée, quoique les comptoirs des Anglais sur la Tchadda et le Niger doivent absorber la plus grande partie de ce commerce. Au moins, les relations avec les Touaregs seront-elles plus faciles et plus fréquentes. 40 tentes des Ifour'as, tribu noble des Asgueur, viennent de passer trois mois dans le cercle de Biskra, au sud de Témaçin, près de Sidy Mohammed el Aïd, à l'ordre religieux duquel elles appartiennent. 12 de ces Touaregs ont visité Biskra, l'un d'eux est arrivé jusqu'à Batna ; il m'a exprimé le désir de voir forer des puits

dans son pays; ce désir se réalisera peut-être un jour.

Il ne me reste plus qu'à signaler ceux qui ont tant fait pour le succès de l'œuvre dont je viens d'exposer les détails. Tous les soldats du 99e et surtout M. Jus et M. le sous-lieutenant Lehaut méritent vos éloges.

A ces forces vives de l'armée, au dévouement si commun dans ces rangs est venu se joindre l'exemple donné par M. le commandant Séroka. Cet officier supérieur a le talent de faire naître partout l'affection et de surexciter tous les courages.

NOTE

SUR L'EMPLOI DES BOURROIRS EN BOIS DANS LE TIRAGE A LA POUDRE;

Par M. Parran, ingénieur des mines.

L'emploi des mèches de sûreté s'est rapidement propagé dans le tirage à la poudre, et il est permis de penser que dans quelques années l'amorçage des coups de mines à la canette aura généralement disparu.

L'emploi simultané des mèches de sûreté et des bourroirs métalliques en alliage cuivreux présente cependant de graves inconvénients. La mèche est fréquemment rompue pendant le bourrage, et le coup fait long feu ou même ne part pas. D'un autre côté, la manœuvre du bourroir métallique en alliage cuivreux détermine souvent l'explosion pendant le bourrage, soit par le choc du métal contre la roche, soit par le choc de deux parcelles de la roche siliceuse. Il résulte d'une statistique embrassant les mines du Gard, de l'Ardèche et de la Lozère, que depuis 1850 jusqu'à ce jour, il y a eu 58 accidents portés officiellement à ma connaissance, par des explosions dans les mines. Sur ce nombre, 30 ont eu lieu *pendant l'opération* du bourrage et avec des *bourroirs cuivreux*, 7 ont eu lieu en retirant l'épinglette, 6 en débourrant les coups qui n'étaient pas partis, et 15 par diverses causes.

Les accidents qui sont dus à l'action des bourroirs métalliques et à l'extraction des épinglettes cuivreuses sont du même genre; il se produit dans les deux cas des étincelles par le frottement des particules siliceuses

de la roche sur celles du métal ou sur d'autres particules de la même roche. On peut donc admettre que sur 43 accidents, 29 sont dus à la nature des bourroirs et des épinglettes ou à la manière de les employer.

Il y a plus : les 6 accidents survenus en débourrant les coups de mine, tiennent encore au mode vicieux du bourrage ordinaire qui rend le débourrage excessivement périlleux (1) ; de sorte que sur les 58 accidents survenus dans les mines du Gard, de l'Ardèche et de la Lozère, 43 doivent être attribués à la *manière* de bourrer les *coups de mines* et *à la nature métallique des outils employés.*

Cette proportion déjà très-considérable, quand on l'applique à l'ensemble de toutes les mines sus-mentionnées, le deviendra plus encore lorsqu'il s'agira exclusivement de mines à roches siliceuses très-dures, telles que les mines métalliques et certaines mines de fer.

Aux mines de fer du Lac et de Saint-Priest à Privas, où le minerai agatisé abonde, les accidents de cette nature étaient devenus assez nombreux en 1857, à cause du développement des travaux, et leurs suites devenaient assez graves pour inspirer les plus vives préoccupations (2).

M. Dumas, ingénieur, directeur de cette mine, a in-

---

(1) Malgré les défenses les plus sévères, les ouvriers débourrent les coups qui n'ont pas fait explosion ; ils emploient même pour cela, à cause de la rigidité du bourrage, leurs fleurets en fer, ce qui rend le danger imminent et l'explosion à peu près certaine.

(2) Du 15 janvier 1857 au 15 janvier 1858, pendant la période qui a précédé l'emploi des bourroirs en bois, deux mineurs ont été tués et sept blessés grièvement par l'explosion des coups de mine. Cinq hommes ont été atteints pendant le bourrage et quatre en débourrant clandestinement les coups manqués.

troduit à la fin de janvier 1858 l'emploi régulier des bourroirs en bois concurremment avec celui des mèches de sûreté (qui y étaient usitées), et les accidents ont cessé de se reproduire.

On a tiré aux mines du Lac et de Saint-Priest plus de 17.000 coups depuis cette innovation. Deux seulement n'ont pas pris feu. Les craintes manifestées au sujet du *raté* ne sont donc pas fondées, car dans aucun autre système de chargement usité on n'a obtenu un résultat pareil. Les mineurs reconnaissent que sur 100 coups, il y en a au moins un qui ne fait pas explosion, même dans les conditions les plus favorables, lorsqu'on emploie la mèche et le bourroir métallique.

Les piqueurs de Saint-Priest ont montré, dans le principe, de la répugnance à prendre les nouveaux bourroirs; ils craignaient de voir débourrer les coups de mine; l'expérience a radicalement démontré qu'ils ne débourraient pas.

Ces résultats méritent de fixer sérieusement l'attention du mineur.

Les bourroirs employés aux mines de Saint-Priest sont de simples tiges de sapin, dont le diamètre varie avec le calibre des fleurets et des trous depuis $0^m,035$ jusqu'à $0^m,10$. Ils doivent présenter à leur base la forme d'un pilon allongé, avec une rainure pour le passage de la mèche, et laisser un jeu suffisant entre les parois du trou. La poudre et le porte-feu se placent à la manière ordinaire, et après avoir recouvert et refoulé très-légèrement la poudre avec un bouchon de papier, on dame simplement et doucement à la main la matière du bourrage, qui doit se composer d'argile forte ou de débris fins de roches non siliceuses, pétries et conservant un peu de plasticité. On augmente un peu la compression vers l'orifice du trou. Toute matière non sili-

euse, susceptible de former corps et d'adhérer aux parois, est très-bonne pour cet usage; les mineurs de Privas emploient les boues ramassées dans les galeries, ou le minerai feuilleté réduit en poudre.

L'expérience a démontré 1° que 0m,15 à 0m,20 d'un bourrage simplement tassé et damé à la main suffisaient pour maintenir le coup et empêcher le débourrage; 2° que l'effet utile obtenu par la poudre était un peu supérieur à celui qu'on obtient avec le bourrage ordinaire (1); car la consommation en poudre a plutôt diminué qu'augmenté aux mines de Privas, et la proportion des chantiers en avancement dans le minerai agatisé, c'est-à-dire dans la partie la plus réfractaire, a été accrue.

Il y a plus; avec les bourroirs en bois, M. Dumas est venu à bout de certains bancs agatisés que l'action seule du feu pouvait entamer, et sur lesquels l'acier le mieux trempé s'émoussait inutilement. Il a pu, en effet, creuser et charger sans aucun danger, dans des bancs plus tendres situés au-dessous de l'agatisé, des trous de mine de 0m,10 de diamètre et d'une profondeur de 1m,50.

Ces coups de mine convenablement disposés ne débourrent pas et produisent un abatage des plus remarquables dans le banc agatisé supérieur. On y verse jusqu'à 40 cartouches (4 kilog. de poudre). Les mêmes coups, chargés à la manière ordinaire, débourrent souvent, et leur bourrage présente de grands dangers. J'ai vu un coup de mine de 0m,10 de diamètre, chargé avec 2.200 kil. de poudre, ébranler environ 6 mètres cubes de minerai agatisé, pesant 3.500 kilog. le mètre cube en place. Cette sorte de coup de mine en sous-

---

(1) Environ 166 grammes par tonne de minerai.

cave, sous des bancs de roches exceptionnellement dures, constitue une solution très-heureuse de l'abatage de ces roches ; elle est susceptible de s'appliquer dans beaucoup de cas et en particulier aux exploitations des arkoses quartzeuses et plombifères des environs d'Alais où l'abatage est très-coûteux. Il faut remarquer seulement que ce résultat n'a pu être obtenu qu'avec des trous de mine de dimensions inusitées, et qu'on ne peut charger de pareils coups avec sécurité et avec avantage qu'avec les bourroirs en bois, à l'aide desquels le tirage est régulier.

En résumé : 1° les chances d'accidents sont considérablement atténuées par l'emploi simultané des bourroirs en bois et des mèches de sûreté. Si l'on donne outre cela au mineur une lampe à treillis métallique ou à cylindre en cristal, pour empêcher les flammèches de mettre le feu à la poudre pendant qu'il la verse dans le trou, on aura fait disparaître presque en entier les chances d'accident.

2° Le nouveau système permet d'améliorer l'abatage des roches en bancs siliceux très-durs, par l'emploi régulier des coups de mine à grand diamètre.

ASSOCIATION

DE L'ARSENIC AUX BITUMES MINÉRAUX.

Par M. DAUBRÉE, ingénieur en chef des mines.

J'ai signalé, il y a plusieurs années, la dissémination de l'arsenic dans des roches de nature très-variée, et particulièrement dans des combustibles minéraux appartenant à divers gisements (1). J'ai reconnu alors que le lignite du terrain tertiaire de Lobsann (Bas-Rhin) est exceptionnellement riche en arsenic: des échantillons ordinaires de ce combustible renferment en effet de 0,002 à 0,0008 de leur poids d'arsenic (2).

Cette observation vient d'être confirmée et étendue dans des conditions qui méritent peut-être d'être connues.

Du calcaire très-chargé de bitume alterne avec le lignite de Lobsann. Ce calcaire forme le principal élément du mastic bitumineux employé dans les constructions. Depuis plusieurs années il est utilisé autrement

(1) Recherches sur la présence de l'arsenic dans les combustibles minéraux, dans diverses roches et dans l'eau de mer. (*Annales des mines*, 4e série, tome XIX, page 669; en extrait dans les *Comptes rendus des séances de l'Académie des sciences*, tome XXXII, page 827.)

(2) Depuis lors, M. C. de Hauer a reconnu dans le lignite de Fohnsdorf en Styrie de petites veines de sulfure rouge d'arsenic où il provient peut-être de la décomposition de la pyrite de fer arsenicale. (*Jahrbuch der k. k. geologischen Reichs-Anstalt.* 1853, page 109.)

encore : on en extrait par la distillation des huiles pyrogénées qui ont divers emplois.

Quand on démonte les alambics qui servent à la distillation du calcaire, on observe souvent à l'intérieur du tuyau par lequel se dégagent les huiles un dépôt qui s'est formé par une condensation graduelle en dehors du fourneau. Ce dépôt est très-solide, d'un gris d'acier ou noir à la surface, doué d'un vif éclat métallique. Dans la cassure fraîche sa structure est éminemment lamelleuse et sa surface hérissée de cristaux. Cette incrustation qui recouvre uniformément les parois du tuyau consiste en arsenic à très-peu près pur, mélangé seulement de traces de charbon. La forme des cristaux appartient au rhomboèdre primitif caractéristique de l'arsenic.

Ce dépôt atteint souvent deux centimètres d'épaisseur ; il peut même finir par obstruer le col de la cornue après une campagne de plusieurs mois. L'arsenic déposé ainsi forme quelquefois le 0,000,001 du poids de la roche distillée; certains calcaires en renferment beaucoup moins.

L'arsenic contenu dans le calcaire bitumineux n'est pas condensé en totalité de cette manière. Une quantité appréciable est entraînée dans les huiles ainsi que je l'ai reconnu par une recherche spéciale. Quant à l'état de combinaison de l'arsenic qui est associé à ces hydrocarbures, il n'est pas encore déterminé (1). Quoi qu'il en soit, en attendant qu'on soit parvenu à éliminer ce toxique des produits de la distillation, il con-

(1) On vient de trouver dans le fond même de l'un des alambics où l'huile se condense un dépôt notable d'arsenic métallique : cela ne prouve cependant pas que l'arsenic dissout dans les huiles soit aussi à l'état libre.

vient d'être attentif à son existence, surtout dans des huiles qui peuvent servir à l'éclairage.

On reconnaît l'état auquel l'arsenic est engagé dans le calcaire de Lobsann, en examinant le résidu que laisse cette roche après qu'on en a dissous successivement le bitume et le carbonate de chaux. Le résidu qui ne s'élève qu'à 2 pour 100 est en particules très-fines et amorphes; il manifeste les réactions de la pyrite de fer arsénifère (1). Comme rapprochement, je crois devoir rappeler que j'ai depuis longtemps observé dans le calcaire houiller de Villé l'arsenic à l'état de fer arsenical ou mispickel en cristaux parfaitement reconnaissables. Peut-être arrivera-t-on, à Lobsann, à reconnaître facilement à son aspect le calcaire qui est particulièrement arsenical, et par suite à le séparer de celui que l'on soumet à la distillation.

Ce n'est pas seulement dans les couches de lignite et de calcaire bitumineux que l'arsenic s'est accumulé, aux environs de Lobsann. Il existe près de cette localité plusieurs amas de minerai de fer très-remarquables par leur gisement. Or l'un d'eux, celui de Kuhbrüke, situé à 4 kilomètres de Lobsann, fournissait du fer hydroxydé, dont la teneur en arsenic était assez forte pour qu'on ait dû renoncer à le fondre. Les amas de minerai de fer dont il s'agit se sont développés sur une série de failles avec lesquelles la formation du bitume dans le terrain tertiaire est elle-même en relation, comme je l'ai fait voir dans un autre mémoire (2). Ainsi,

---

(1) Je n'ai pas constaté si l'arsenic ne se trouve pas en outre combiné dans le bitume minéral lui-même, tel qu'on l'obtient en le séparant à froid de la roche.

(2) Notice sur une zone d'amas ferrugineux placés le long de failles dans le Bas-Rhin (*Bulletin de la société géologique de*

dans ces dépôts de nature très-différente, mais d'origine contemporaine, l'arsenic paraît dériver des mêmes sources.

France, 2e série, tome III, page 169. 1846). — Mémoire sur le gisement du bitume, du lignite et du sel dans le terrain tertiaire de Bechelbronn et de Lobsann (*Annales des mines*, 4e série, tome XVI, page 287. 1850).



SUR L'EMPLOI DE LA HOUILLE

DANS

LES LOCOMOTIVES DU CHEMIN DE FER DU NORD.

Les *Annales des mines* ont publié (tome IX, p. 53, et tome X, p. 343) les résultats obtenus, en 1855 et 1856, par l'emploi de la houille dans les locomotives de chemins de fer du Nord. Depuis cette époque, l'application de la houille n'a pas cessé de s'étendre sur le réseau du Nord, et vers le milieu de l'année 1857, toutes les machines à marchandises ont été exclusivement alimentées avec ce combustible.

MM. Chobrzinski et de Marsilly nous communiquent la série complète des résultats de cette importante substitution, depuis son origine jusqu'à la fin de l'année 1858.

Nous reproduisons ces tableaux ainsi que les observations pleines d'intérêt faites sur l'entretien comparatif des tubes, suivant que les machines marchent à la houille ou au coke.

Nous y joignons, comme document utile à plus d'un titre, le tableau complet de la consommation des locomotives du réseau du Nord pendant l'année 1858, consommation répartie par catégories de machines, par mois, et par nature de combustible, et rapprochée des divers éléments du travail opéré (trains de voyageurs, de marchandises, de ballast, mouvements de gare, allumages, stationnements). Ce tableau fournira des

éléments de comparaison qu'il est souvent difficile d'obtenir aussi complets et aussi exacts.

Nous indiquons d'abord, comme complément indispensable des chiffres de consommation, les données principales des diverses catégories de machines en service sur le chemin du Nord.

Nous rappelons que les chiffres qui figurent dans les tableaux suivants comprennent, pour les années antérieures à l'année 1858, toutes les consommations dont les tableaux relatifs à celle-ci donnent le sous-détail.

TABLEAU I. *Dimensions et poids des locomotives du Nord.*

	SURFACE DE CHAUFFE.			POIDS.		CHARGE remorquée.
	Foyer.	Tubes.	Total.	total.	d'adhérence.	
Nos *Voyageurs.*	mèt. q.	mèt. q.		kil.	kil.	
17 à 50 Clapeyron . . .	5,90	72,25	78,15	24.000	11.000	15 à 20 (a)
51 à 121 Stephenson. . .	5,50	68,60	74,10	21.500	10.000	14 à 18 (a)
122 à 163 Crampton. . . .	7,00	93,55	100,55	27.200	10.500	8 à 15 (b)
171 à 200 Buddicome. . .	5,41	57,17	62,58	18.200	9.200	7 à 12 (c)
400 à 436 mixtes Engerth.	8,50	117,00	125,50	47.400	22.000	24 (d)
Marchandises.						
201 à 274 Stephenson. . .	5,50	68,60	74,10	22.900	22.900	28 (e)
275 à 338 Creusot.	9,07	117,53	126,60	33.900	(30.000)*	40 (f)
360 à 399 Engerth.	10,756	186,23	196,986	62.800	41.500	60 (g)

* Ces machines ont reçu des galets, placés entre les roues extérieures et les roues motrices, pour réduire la charge excessive sur les rails.

(a) Voitures dans les trains omnibus.
(b) Express et directs.
(c) Omnibus.
(d) Wagons.
(e) Wagons de 6 tonnes ou 21 Wagons de 10 t. ou 280 à 294.001 k. bruts.
(f) Id. 30 Id. 400 à 420.000 k. bruts.
(g) Id. 45 Id. 600 à 630.000 k. bruts.

TABLEAU II. *Parcours et consommation des machines depuis 1853 jusqu'à 1856.*

	PARCOURS.	CONSOMMATION.			
		Houille.	Coke.	Total.	par kilom.
ANNÉE 1853.	kilomèt.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	3.217.412	»	244.88.655	24.488.655	7,6
Machines 171 à 200 voyageurs. . .	679.707	»	4.263.936	4.263.936	6,3
Machines étrangères,— voyageurs. . .	3.556	»	28.175	28.175	7,9
	3.900.675	»	28.780.766	28.780.766	7,4
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	2.318.794	»	23.574.612	23.574.612	10,1
Machines 275 à 338 marchandises.	269.596	»	3.949.117	3.949.117	14,7
Machines étrangères,— marchandises.	10.804	»	139.358	130.358	12,8
Machines n°s 501 à 520 de gares. . . .	21.599	»	350.708	350.708	16,2
	2.620.793	»	28.013.795	28.013.795	10,7
Total de l'année 1853	6.521.468	»	56.794.561	56.794.561	8,7
ANNÉE 1854.					
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	3.610.598	881.887	28.276.563	29.158.450	8,1
Machines 170 à 200 voyageurs. . .	708.995	78.185	4.794.675	4.872.860	6,9
	4.319.593	960.072	33.071.238	34.031.310	7,8
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	2.296.940	899.414	24.877.456	25.776.870	11,2
Machines 275 à 438 marchandises.	979.816	535.830	15.048.785	15.584.615	15,8
Machines 501 à 520 marchandises.	119.208	12.610	1.427.884	1.440.494	12,1
Machines étrangères	7.756	4.700	107.531	112.231	14,5
	3.403.720	1.452.554	41.461.656	42.914.210	12,7
Total de l'année 1854.	7.723.313	2.412.626	74.532.894	76.945.520	9,9
ANNÉE 1855.					
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	4.164.003	5.232.050	29.343.173	34.575.223	8,3
Machines 170 à 200 voyageurs. . .	746.694	457.650	4.911.912	5.369.562	7,2
	4.910.697	5.689.700	34.255.085	39.944.785	8,1
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	2.353.457	4.358.550	21.445.988	25.804.538	11,0
Machines 275 à 338 marchandises.	1.556.360	13.867.610	9.283.423	23.151.033	14,9
Machines 501 à 520 de gares. . . .	198.119	317.800	1.929.329	2.247.129	13,3
Machines étrangères,— marchandises.	112.884	204.150	1.037.020	1.241.170	»
	4.220.820	18.748 110	33.695.760	52.443.870	12,4
Total de l'année 1855	9.131.517	24.437.810	67.950.845	92.388.655	10,1
ANNÉE 1856.					
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	4.212.661	4 067.750	27.409.890	31.477.640	7,5
Machines 171 à 200 voyageurs. . .	744.578	156.200	4.462.760	4.618.960	6,2
Machines 401 à 436 — Engerth.	301.566	93.950	2.422.040	2.515.990	8,3
	5.258.805	4.317.900	34.294.690	38.612.590	7,3
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	1.943.167	3.449.560	14.946.580	18.396.140	9,5
Machines 275 à 338 marchandises.	1.815.896	21.020.000	2.238.620	23.258.620	12,5
Machines 360 à 399 — Engerth.	134.492	2.164.150	7.550	2.171.700	16,2
Machines 701 à 710 — Engerth.	33.307	271.650	308.600	580.250	17,5
Machines 501 à 520 de gares. . . .	194.842	755.350	1.898.580	2.653.930	13,7
	4.121.704	27.660.710	19 399.930	47.060.640	11,4
Total de l'année 1856.	9.380.509	31.978.610	53.694.620	85.673.230	9,1

Suite du TABLEAU II.

	PARCOURS.	CONSOMMATION.			
		Houille.	Coke.	Total.	par kil.
ANNÉE 1857.	kilomèt.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	3.879.780	4.770.240	24.387.830	29.158.070	7,5
Machines 171 à 200 voyageurs. . .	675.279	559.100	3.508.640	4.067.740	6,0
Machines 401 à 436 — Engerth.	860.437	1.151.250	6.145.600	7.296.850	8,5
	5.415.496	6.480.590	34.042.070	40.522 660	7,5
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	1.760.335	12.575.470	3.107.390	15.682.860	8,8
Machines 275 à 338 marchandises.	1.652.898	19.633.000	7.480	19.640.480	11,9
Machines 360 à 399 — Engerth.	667.035	10.440.900	4.880	10.445.780	15,6
Machines 701 à 710 — Engerth.	1.847	23.700	14.400	38.100	20,6
Machines 501 à 520 de gares. . . .	197,502	553.250	1.979.990	2.533.240	12,8
	4.279.617	43.226.320	5.114.140	48.340.460	11,3
Total de l'année 1857.	9.695.113	49.706.910	39.156.210	88.863.120	9,15
ANNÉE 1858.					
Machines n°s 1 à 164 voyageurs. . .	3.897 190	3.920.635	25.168.050	29.088.680	7,4
Machines 170 à 200 voyageurs. . .	631.499	457.100	3.476.040	3.933.140	6,2
Machines 401 à 436 — Engerth.	1.146.467	1.580.350	8.395.440	9.975.790	8,7
	5.675.156	5.958.085	37.039.530	42.997.615	7,6
Machines n°s 201 à 274 marchandises.	1.947.739	16.710.400	227.720	16.938.120	8,7
Machines 275 à 338 marchandises.	1.708.395	19.834.650	46.920	19.881.570	11,6
Machines 360 à 399 — Engerth.	940.312	13.875.575	202.330	14.077.905	14,9
Machines 501 à 520 de gares. . . .	288.311	830.300	1.715.110	2.545.410	8,8
	4.884.757	51.250.925	2.192.080	53.443.005	10,9
Total de l'année 1858.	10.559.913	57.209.010	39.231.610	96.440.620	9,1

Il a donc été été consommé :

	Houille.		Coke.	Houille.	Coke.
En 1854	2.412.626 kil.	et	74.532.894 kil.	ou 3,20 et	96,87
1855	24.437.810		67.950.845	26,45	73,55
1856	31.978.610		53.694.620	37,32	62,68
1857	49.706.910		39.156.210	55,93	44,07
1858	57.209.010		39.231.610	60,00	40,00

Résumé de la consommation kilométrique des machines à marchandises.

La consommation de ces machines a été en décroissant, au fur et à mesure de l'application des grilles inclinées, comme l'indiquent les chiffres suivants :

	1853.	1854.	1855.	1856.	1857.	1858.
Machines n°s 201 à 274	10,1	11,2	11,0	9,5	8,8	8,7
Machines 275 à 338	14,7	15,8	14,9	12,8	11,8	11,6
Machines 360 à 399	»	»	»	16,2	15,6	14,8
Machines 701 à 710	»	»	»	17,5	20,6	(*)

(*) Munies de grilles ordinaires.

Influence de la nature du combustible sur la durée des tubes.

Les foyers et les tubes en laiton résistent mieux à l'action du charbon qu'à celle du coke, la dureté de ce dernier combustible contribuant en grande partie à leur usure. Suivant le tableau ci-après, plusieurs garnitures de tubes sur les machines auxquelles ont été faites les premières applications des grilles à la houille, ont fait déjà un service très-considérable et supérieur à tous les résultats connus dans le service ordinaire au coke.

NUMÉROS des machines.	PARCOURS au 1er janvier 1859 total.	au coke.	à la houille.	
voyageurs	kilom.	kilom.	kilom.	
125	208.159	103 919	104.240	Ces tubes raboutis, placés en mai 1853, ont été remplacés en mai 1858 après ce parcours.
127	241.089	28.979	212.110	Neufs, placés en 1854, continuent le service.
130	165.432	.	165.432	Neufs, placés en 1855, sont en remplacement.
marchandises.				
206	132.113	34.866	97 247	Neufs, placés en 1854, continuent le service.
213	130.949	67.825	63.124	Ont été remplacés après ce parcours pour la réparation de la chaudière.
214	73.378	.	73 378	Placés en 1855, ont été retirés en 1858 pour la réparation de la chaudière.
226	113 069	.	113.069	Placés en 1855, continuent le service.
246	86.040	.	86.040	Placés en 1856, continuent le service.
275	129.010	.	129.010	Placés en 1855, continuent le service. Les tubes précédents et primitifs ont été remplacés après 95.418 kilomètres de parcours.
276	102.045	.	102.045	Placés en novembre 1855, continuent le service. Les tubes précédents ont fait 124.920 kilomètres au coke.
277	100.866	.	100.866	Placés en 1856, continuent le service. Les précédents ont fait 143.933 kilomètres au coke.
278	106.618	.	106.618	Placés en 1855, continuent le service. Les précédents ont fait 107.449 kilomètres au coke.
279	60.430	.	60.430	Continuent le service. Les précédents n'ont fait que 39.651 kilomètres par suite de remplacement d'une tôle de la chaudière.
280	108 829	.	108.829	Continuent le service Les précédents ont fait 82.479 kilomètres au coke.
281	112.813	60.276	52.537	Ces tubes ont été remplacés après ce parcours.
282	120.052	65 469	54 583	*Idem.*
283	153.132	56 956	96.176	*Idem.*
284	123.421	59.852	63 569	*Idem.*
285	132.584	45 900	86.684	*Idem.*
286	135 435	61 451	73.984	*Idem.*
287	154 950	47.766	107.184	*Idem.*
288	137.717	39.753	97 964	*Idem.*
289	136.091	40 388	95 703	*Idem.*
290	55.436	.	55.436	Les tubes primitifs ont été remplacés par la réparation de la chaudière après un parcours de 72.000 kilomètres au coke.
291	70.749	.	70.749	Les tubes primitifs ont été remplacés après un parcours de 81.690 kilomètres au coke.
292	130 318	46 239	84.079	Ont été remplacés en 1858 après ce parcours.
293	148.257	43.550	104.707	Ces tubes continuent le service.
294	45.430	.	45.430	Les précédents ont été remplacés après 97.897 kilomètres de parcours.
295	123.738	49 564	74.174	Ont été remplacés après ce parcours.
296	107.738	37.734	70.004	Ont été remplacés après ce parcours par suite de la réparation de la partie cylindrique de la chaudière.
301	79.832	.	79 832	Continuent le service. Les précédents ont été remplacés après un parcours de 72.873 kilomètres au coke.
302	63 211	.	63.211	Continuent le service. Les précédents ont été remplacés après un parcours de 66.863 k. par suite de la réparation de la chaudière.
303	152 083	49.619	102.464	Remplacés en 1858 après ce parcours.
304	143 218	51.039	92.179	Continuent le service.
305	140.644	45.165	95.479	Continuent le service.
306	147.648	50.204	97.444	Remplacés en 1858 après ce parcours.
307	170.794	38.512	132.282	Vont être remplacés après ce parcours.
308	19.931	.	19.931	Les précédents ont été remplacés après un parcours de 94.443 kilomètres au coke.
309	83.477	30.275	53.202	Une partie de ces tubes ont été remplacés pour la réparation de la chaudière.
310	113.452	42.411	71.041	Ont été remplacés après ce parcours.

TABLEAU IV. — *Sous-détail, par séries et par mois, du travail*

MOIS.	PARCOURS POUR SERVICE DE voyageurs.	marchandises.	Balast.	machines seules.	mouvement de gares.	Total.	SURCHARGE au-dessus de 12, 18 et 19 voitures.	à 19 voitures et au-dessus.
17 à 50	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.		
Janvier.	45.517	1.774	3.011	66	2.894	53.262	137	»
Février.	40.576	1.571	5.074	115	3.364	51.300	36	112
Mars.	43.230	1.920	8.052	126	2.956	56.284	67	»
Avril.	38.337	2.374	9.758	239	3.946	54.701	202	30
Mai.	38.996	2.136	7.738	158	3.471	52.499	207	»
Juin.	40.364	1.554	8.941	152	3.613	54.734	88	254
Juillet.	42.946	1.414	5.109	267	5.551	55.819	281	201
Août.	41.992	1.705	6.175	57	4.930	54.889	361	321
Septembre. . . .	45.591	1.695	3.840	457	5.744	57.327	448	81
Octobre.	44.772	1.064	3.209	295	5.987	55.327	491	67
Novembre. . . .	44.430	967	667	6	4.185	50.255	»	»
Décembre. . . .	40.208	2.695	546	145	5.044	48.636	161	36
	506.959	21.569	62.720	2.173	51.718	645.136	2.976	1.104
51 à 121								
Janvier.	103.510	1.141	7.674	777	6.141	119.243	448	337
Février.	93.770	1.009	5.437	484	6.442	107.092	1.996	131
Mars.	98.187	961	4.203	690	7.222	111.263	1.437	96
Avril.	99.010	952	4.419	305	7.715	112.401	3.504	603
Mai.	101.066	1.567	1.832	615	7.734	112.814	3.475	67
Juin.	101.971	1.521	3.588	499	7.111	114.090	3.498	3 190
Juillet.	113.089	1.491	4.304	735	6.959	126.578	2.129	2 558
Août.	121.114	990	190	777	7.894	130.895	5.059	3 004
Septembre. . . .	103.237	1.127	»	707	7.790	112.861	4.038	2 806
Octobre.	108.309	274	722	749	6.764	116.818	2.578	1 344
Novembre. . . .	107.564	731	20	630	7.133	116.078	1.114	170
Décembre. . . .	121 582	616	1.137	757	7.617	131.819	2.531	601
	1.272.909	12.680	33.156	7.835	86.522	1.412.452	31.884	14 731
171 à 200								
Janvier.	40.109	3.123	806	324	988	45.350	»	»
Février.	35 849	2.576	»	412	920	39.757	»	»
Mars.	39.742	2.898	116	446	900	44.102	»	»
Avril.	38.440	2.759	542	303	942	44 096	»	»
Mai.	48.739	3.234	352	998	1.155	54.478	»	»
Juin.	47.649	2.022	1.788	538	1.138	53.899	»	»
Juillet.	50.656	2.898	2.820	461	2 025	58.860	»	»
Août.	52.809	3.206	1.467	998	2.445	60.892	»	»
Septembre. . . .	50.495	3.329	266	961	2.754	57.802	»	»
Octobre.	51.859	2.898	1.428	702	2.668	59.548	31	»
Novembre. . . .	49.270	2.555	3.065	1.622	2.920	60.332	»	»
Décembre. . . .	45.518	2.898	918	1.212	2.348	52.895	»	»
	581.535	35.526	14.130	8.748	21.255	631.499	31	»
122 à [illegible]								
Janvier.	139.836	»	»	45	2.879	142.760	3.842	81
Février.	127 593	67	»	31	2.567	130.558	4.262	»
Mars.	146.119	148	»	277	2.816	149.360	8.608	368
Avril.	142.390	147	40	»	2.313	144.889	15.501	2.736
Mai.	150.004	87	28	240	2.258	152.594	13.806	3.295
Juin.	146.482	»	26	209	2.506	149.226	14.742	5.148
Juillet.	158.914	110	»	103	2.658	161.785	13.440	4.428
Août.	165.090	»	8	63	3.368	168.529	24 008	6.984
Septembre. . . .	159.287	98	85	357	3.359	163.188	19.318	9.009
Octobre.	161.169	241	»	157	3.286	164.858	18.360	6 926
Novembre. . . .	152.984	180	65	264	3.790	157.303	9.208	3.727
Décembre. . . .	145.297	133	»	47	3.201	148.678	5.982	1 935
	1.801.179	1.168	465	1.865	35.301	1.830.008	159.090	46.900

de la consommation des machines pendant l'année 1858. (Suite.)

[illegible] dans les dépôts (machines en feu).	RÉSERVE. Nombre d'heures.	RÉSERVE. Allumage. (Nombre.)	Allumage total. (Nombre.)	CONSOMMATION TOTALE DE charbon, briquettes.	CONSOMMATION TOTALE DE coke.	CONSOMMATION TOTALE DE Total.	CONSOMMATION TOTALE DE huile.	CONSOMMATION TOTALE DE suif.	CONSOMMATION TOTALE DE graisse.	Moyenne par kilomètre.
				kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kil.
938	4.402	81	276	38.350	412.080	450.430	457	213	180	8,5
842	3.986	29	249	45.200	368.000	413.200	411	202	166	7,1
872	4.491	32	263	52.250	381.920	434.170	468	253	187	7,7
732	4.161	21	227	56.500	328.200	384.700	438	253	171	7,0
742	4 098	27	240	49.500	322.080	371.580	476	289	175	7,1
838	3.903	21	215	43.900	303.600	347.500	572	432	345	6,4
810	4.143	20	230	44.100	319.720	363.820	521	424	305	6,6
725	3.986	25	210	45.150	314.480	359.630	506	327	260	6,7
726	4.075	25	219	48.300	319 000	367.300	519	294	253	6,4
712	4.308	26	218	46.250	334.040	380.290	398	173	180	6,8
669	3.951	27	210	39.550	350.9[illegible]0	390.470	358	135	122	7,7
646	4.288	25	209	39.550	321.960	361.510	384	160	246	7,4
9.252	49.792	309	2.766	548.600	4.076.000	4.624.600	5.508	3.155	2.590	7.2
2.136	6.441	37	466	135.200	822.720	957.920	1.172	491	333	8,0
1.776	5.209	37	424	136.750	711.080	847.830	1.030	425	370	7,9
1.938	5.030	64	447	125.[illegible]00	713.240	838.440	1.164	489	365	7,6
2.091	5.733	67	479	110.150	662.720	772.870	1.228	535	422	6,9
2.142	5.922	69	508	101.600	686.480	788.080	1.113	565	417	7,0
2.083	5.477	64	487	110.250	688.600	798.850	1.244	862	679	6,9
2.456	5.673	66	522	154.750	727.280	882.030	1.466	847	624	7,0
2.685	5.435	63	537	143.500	769.200	912.700	1.493	856	517	7,0
2.369	4.677	55	466	128.050	672.200	800.250	1.276	786	379	7,1
2.397	4.341	65	484	94.200	751.360	845.560	1.268	564	281	7,3
2.275	4.315	61	454	95.450	821.640	915.090	1.246	507	265	7,0
2.522	4.942	54	513	128.025	895.800	1.023.825	1.171	770	440	7,7
26.664	63.595	702	5.787	1.461.125	8.922.320	10.383.445	14.871	7.697	5.092	7.3
390	2.469	31	37	51.500	255.600	307.100	171	9	77	6,8
804	2.045	29	37	45.750	219.880	265.630	140	19	47	6,6
853	2.295	34	167	47.650	244.400	292.050	186	29	68	6,6
632	2.922	32	205	41.500	244.600	286.100	168	87	96	6,5
706	3.011	34	247	42.800	289.640	332.440	211	60	107	6,1
964	2.044	31	220	35.650	271.400	307.050	254	06	178	5,7
780	1.699	31	230	43.700	298.800	342.500	248	38	179	5,8
273	1.098	29	245	32.350	320.000	352.350	245	47	178	5,9
336	1.966	30	226	30.150	313.600	343.750	231	40	144	5,9
629	1.700	31	238	28.750	325.400	354.150	233	35	122	6,0
837	1.524	26	200	29.500	359.120	388.620	205	21	125	6,4
943	2.106	35	206	27.800	333.600	361.400	215	28	104	6,9
8.647	24.579	373	2.258	457.100	3.476 040	3.933.140	2.507	516	1.425	6.2
2.205	2.883	102	517	108.950	1.082.000	1.190.950	1.180	353	462	8,4
1.988	2.555	99	479	123.600	932.720	1.056.320	1.049	341	570	8,1
2.178	2.759	90	546	133.700	1.017.400	1.151.100	1.200	446	821	7,7
2.093	2.892	109	533	149.800	886.800	1.036.600	1.272	430	840	7.1
2.300	2.763	95	471	150.200	990.000	1.140.200	1.338	447	872	7,2
2.138	2.837	106	536	149.600	893.600	1.043.200	1.439	757	1.369	6,9
2.479	3.074	106	592	201.200	948.040	1 149.240	1.531	629	1.045	7,1
2.646	3.352	104	608	194.200	1.027.880	1.222.080	1.612	701	999	7,2
2.511	3.586	110	590	171.150	1.054.000	1.225.150	1.512	603	956	7,5
2.385	4.050	108	593	181.060	1.083.730	1.264.790	1.450	522	823	7,7
2.186	4.251	105	550	203.200	1.128.600	1.331.800	1.308	330	632	
2.048	3.984	112	549	144.250	1.124.960	1.269.210	1.305	329	822	6,6
27.207	38.986	1.246	6.563	1.910.910	12.169.730	14.080.640	16.196	5.888	10.211	

Suite du

MOIS.	PARCOURS POUR SERVICE DE voyageurs.	marchandises.	balast.	machines seules.	mouvement de gares.	Total.	SURCHARGE DE 1 à 3 voit^es au delà des nombres réglement. (p. 478).	4 voitures et au delà en sus du nombre réglement.
401 à 436	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.		
Janvier.	68.228	14.336	446	222	4.160	87.392	3.405	329
Février.	61.319	15.010	528	228	5.913	82.998	3.383	261
Mars.	72.938	14.834	340	335	5.743	94.240	5.218	441
Avril.	67 680	14 191	748	243	6.167	89.029	2.417	1.396
Mai.	75.067	14.161	2.949	221	6.906	99.304	5.441	106
Juin.	72.749	12.311	1.566	289	5.520	92.385	2.020	2.596
Juillet	70.734	13.333	456	423	6.731	91.707	4.365	3.197
Août.	76.634	14.170	265	649	5.036	96.754	5.010	2.742
Septembre. . . .	77.317	14.417	1.147	548	7.169	100 598	5.422	2 902
Octobre.	80.945	14.675	1.397	363	8.010	105.380	5.098	3.005
Novembre. . . .	80.193	13.593	1.605	302	7.432	103.125	2.472	2.190
Décembre. . . .	77.212	18 642	1.084	101	6.515	103.555	4.344	3.034
	881,066	173.674	12.561	3.804	75.302	1.146.467	49.195	24.681
Voyageurs. . .	5.013.241	244.607	122.738	24.478	270.093	5.675.156	234.696	67.005
201 à 274								
Janvier.	»	106.565	28.959	1.919	24.528	161.971	»	»
Février.	»	91.496	31 230	1.136	23.285	147.147	»	»
Mars.	»	102 057	32.075	1.803	25.141	161.076	»	»
Avril.	»	96.215	31.749	1.007	24.014	152.985	»	»
Mai.	112	107.954	34.527	1.372	23.769	167.734	»	»
Juin.	629	99.547	37.104	1.234	27.401	165.925	»	»
Juillet.	947	113.220	33.095	1.540	28.919	177.721	»	»
Août.	1.180	118.029	33.945	1.507	32.515	187.176	»	»
Septembre. . . .	640	94.342	33.372	1.338	33.309	162.998	»	»
Octobre.	1.342	99.973	29.526	1.295	36.602	168.743	»	»
Novembre. . . .	»	94 983	25.275	995	26.175	147.428	»	»
Décembre. . . .	»	98.126	19 327	1.738	27.639	146.830	»	»
	9.860	1.222 457	370.184	16.881	333.357	1.947.739	»	»
275 à 336								
Janvier.	»	140.293	»	1.715	11.074	153.082	»	»
Février.	»	116.679	»	1.953	10.386	129.018	»	»
Mars.	»	128.413	»	2.078	9.828	140.319	»	»
Avril.	»	110.298	»	24	9.948	120.270	»	»
Mai.	»	108.816	»	104	11.603	120.528	»	»
Juin.	»	117.050	»	226	11.245	128.524	»	»
Juillet.	»	125.507	16	472	10.932	136 927	»	»
Août.	»	127.050	»	318	11.096	138 464	»	»
Septembre. . . .	»	136.523	59	213	11.674	148.469	»	»
Octobre.	»	147.211	»	142	12.309	159.662	»	»
Novembre. . . .	»	148.611	10	370	12.906	161.897	»	»
Décembre. . . .	»	157.044	»	350	13.846	171.240	»	»
	»	1.563.495	85	7.965	136.850	1.708 395	»	»
[illegible] à [illegible]								
Janvier.	»	83.108	»	40	4.142	87.290	»	»
Février.	»	79.942	»	44	5.177	85.163	»	»
Mars.	»	87.591	»	131	4.741	92.463	»	»
Avril.	»	63.150	»	»	3.725	66.875	»	»
Mai.	»	54.398	»	56	4.235	58.689	»	»
Juin.	»	43.810	»	14	3.539	47.363	»	»
Juillet.	»	47.450	»	96	3.315	50.861	»	»
Août.	»	65.634	100	70	4.014	69 818	»	»
Septembre. . . .	»	67.604	»	136	4.571	72.311	»	»
Octobre.	»	78.391	»	232	5.116	83.739	»	»
Novembre. . . .	»	93.344	»	92	6.507	99.943	»	»
Décembre. . . .	»	113.608	»	42	12.147	125.797	»	»
	»	878.030	100	953	61.229	940.312	»	»

ABLEAU IV.

...dans les dépôts (machines en feu).	RÉSERVE. Nombre d'heures.	Allumage. (Nombre.)	Allumage total. (Nombre.)	CONSOMMATION TOTALE DE charbon, briquettes.	coke.	Total.	huile.	suif.	graisse.	Moyenne par kilomètre.
				kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kil.
»	2.644	53	127	159.550	683.440	842.990	1.067	273	205	9,7
34	3.106	54	176	172.000	585.080	757.080	979	273	179	9,1
104	3.114	13	330	174.450	665.200	839.650	1.125	292	265	8,9
1.451	3.216	52	401	150.700	596.080	746.780	1.133	225	283	8,4
1.579	3.427	65	453	146.400	655.200	801.600	1.178	273	286	8,1
420	2.856	65	381	123.700	581 000	704.700	1.278	390	417	7,7
168	3.111	60	380	108.000	647.200	755.200	1.210	345	306	8,3
167	2.823	55	396	109.400	697.640	807.040	1.346	299	355	8,3
160	2.976	57	385	135.900	705.880	841.780	1.309	301	273	8,4
74	2.985	50	416	107.250	786.680	893.930	1.376	261	293	8,5
»	2.703	60	465	103.100	891.240	994.340	1.279	228	181	9,6
18	2.727	62	455	89.900	900.800	990.700	1.470	244	327	9,6
4.175	35.688	6.46	4.365	1.580.350	8.395.440	9.975.790	14.750	3.404	3.370	8.7
76.145	212.940	3.646	21.739	5.958.085	37.039.530	42 997.61	53.832	20.660	22.688	
2.837	6.316	77	539	1.533.500	15.800	1.549.300	1.595	546	193	9,7
2.688	6.233	74	486	1.359.300	13.000	1.372.300	1.413	542	188	9,4
2.744	6.856	81	544	1.485.000	5.800	4.490.800	1.633	603	248	9.4
2.447	9.481	79	514	1.264.600	11.200	1.275.800	1.517	581	277	8,3
2.896	6 687	86	586	1.367.650	22.360	1.390.010	1.603	608	264	8,0
2.727	6.744	97	549	1.191.650	12.000	1.203.650	1.708	914	456	7,2
2.971	7.217	87	634	1.345.800	21.400	1.367.200	1.967	995	416	7,7
3.140	7.316	91	643	1.467.750	13.000	1.480.750	1.921	816	404	8,0
2.738	7.010	67	512	1.275.850	14.760	1.290.610	1.614	728	226	7,9
2.658	7.186	70	536	1.381.500	35.750	1.417.250	1.784	660	278	8,4
2.538	7.081	96	512	1.543.200	16.600	1.559.800	1.626	553	197	»
2.589	7.335	79	483	1.494.600	46.050	1.540.650	1.643	526	249	10,5
32 968	82.462	984	6.538	16.710.400	227.720	16.938.12	20.024	8.072	3.346	
3.493	1.445	48	482	2.028.550	1.000	2.029.550	2.722	522	187	13,3
3.760	995	37	403	1.634.600	»	1.634.600	2.380	425	179	12,6
3.323	908	30	470	1.693.500	80	1.693.580	2.633	523	210	12,0
2.969	861	43	417	1.307.800	»	1.307.800	2.375	626	183	10,8
2.862	970	26	406	1.275.100	»	1.275.100	2.248	546	224	10,6
2.960	1.162	29	448	1.232.350	»	1.232.350	2.592	817	380	9,9
3 119	1.048	31	478	1.416.700	200	1.416.900	2.647	920	315	10,4
3.232	1.087	34	501	1.461.500	»	1.461.500	2.814	885	282	10,6
3.690	1.426	24	500	1.549.600	»	1.549.600	3.156	791	226	10,4
3.994	1.088	31	540	1.767.250	16.800	1.784.050	3.250	730	218	11,1
4.200	1.074	20	529	2.140.750	8.220	2.148.970	3.146	502	191	13,2
4.313	1.182	17	530	2.326.950	20.620	2.347.570	3.611	645	200	13,7
40.915	13.248	370	5.704	19.834 650	46.920	19.881.570	33 574	7.932	2.795	11.7
2.022	243	26	296	1.433.900	200	1.434.100	1.414	304	215	16,4
2.002	237	15	278	1.385.550	400	1.385.950	1.500	301	177	16,2
2.161	231	10	301	1.464.500	»	1.464.500	1.853	373	269	15,8
1.529	268	15	238	929.950	600	930.550	1.355	336	228	13,9
1.338	470	19	204	844.850	»	844.850	1.082	356	153	14,4
1.086	94	5	163	617.450	»	617.450	1.010	389	246	13,1
1.177	65	3	175	702.950	»	702.950	1.106	317	203	13,9
1.658	118	4	207	962.450	400	962.850	1.435	318	220	13,8
1.791	131	8	253	1.004.200	600	1.004.800	1.581	275	267	13,8
2.068	95	4	294	1.167.700	14.250	1.181.950	1.810	251	319	14,2
2.470	82	1	326	1.519.075	48.640	1.567.715	1.916	263	229	15,6
3 026	243	6	391	1.843.000	137.240	1.980.240	2.573	306	337	15,8
22.328	2.227	11 6	3.126	13.875.875	202.330	14.077.905	18.635	3.789	2.863	14.9

Suite du

MOIS.	PARCOURS POUR SERVICE DE — voyageurs.	marchandises.	balast.	machines seules.	mouvement de gares.	Total.	SURCHARGES — au-dessus de 12, 13 et 19 voitures.	à 1[illegible] voitures et au-dessus.
501 à 520	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.	kilom.		
Janvier	»	69	2.657	»	23.803	26.529	»	»
Février	»	281	2.302	»	20.970	23.553	»	»
Mars	»	»	1.926	»	22.162	24.088	»	»
Avril	»	148	2.103	»	20.456	22.707	»	»
Mai	»	»	2.830	»	21.800	24.630	»	»
Juin	»	»	1.658	»	21.680	23.338	»	»
Juillet	»	240	1.600	»	21.219	23.059	»	»
Août	»	»	1.220	»	20.247	21.467	»	»
Septembre	»	»	942	»	20.023	20.965	»	»
Octobre	»	»	1.082	»	22.052	23.134	»	»
Novembre	»	»	1.913	»	23.971	25.884	»	»
Décembre	»	»	1.964	»	26.993	28.957	»	»
	»	738	22.197	»	265.376	288.311	»	»
Marchandises.	4.560	3.664.720	392.566	35.799	796.812	4.884.757	»	»

RÉCAPITULATION. — MACHINES

Janvier	397.290	350.409	48.553	5.108	80.609	876.899	7.333	1.397
Février	359.107	306.631	45.171	4.353	79.324	795.586	9.683	1.196
Mars	400.266	338.022	48.719	5.336	81.569	873.255	15.930	865
Avril	386.587	290.264	49.329	2.451	79.326	808.127	21.704	4.463
Mai	419.984	292.583	49.953	3.762	82.931	848.063	23.531	3.466
Juin	409.555	279.015	54.643	3.121	83.750	830.384	30.942	11.432
Juillet	437.258	305.063	47.489	4.097	88.330	882.817	30.218	10.364
Août	453.525	330.754	43.297	4.156	91.545	923.307	54.938	15.133
Septembre	436.567	319.152	39.708	4.714	96.303	896.514	29.793	15.100
Octobre	448.306	345.277	37.359	3.995	102.552	937.509	26.556	11.463
Novembre	434.421	355.234	33.170	4.301	95.019	922.145	12.791	6.065
Décembre	429.615	393.763	34.076	4.403	105.350	959.107	13.015	5.166
	5.018.101	3.909.327	515.310	50.277	1.066.898	10.559.913	234.696	97.065

RÉCAPITULATION PAR

17 à 50	506.959	21.569	62.720	2.173	51.715	645.136	9.070	1.104
51 à 121	1.272.209	12.680	33.156	7.555	86.529	1.412.452	81.554	14.731
122 à 164	1.501.172	1.158	108	1.803	35.301	1.539.602	150.010	46.160
171 à 200	551.885	35.526	14.130	8.753	21.255	631.499	31	»
401 à 436	881.066	173.674	12.561	3.664	75.302	1.146.487	43.136	36.041
Voyageurs.	5.013.241	244.607	122.735	24.478	270.095	5.675.156	234.696	97.065
201 à 274	4.560	1.222.487	370.184	16.881	333.337	1.947.739	»	»
275 à 335	»	1.563.495	85	7.965	136.550	1.708.391	»	»
350 à 399	»	878.030	100	958	61.229	940.312	»	»
501 à 520	»	738	22.197	»	265.376	288.311	»	»
Marchandises.	4.560	3.664.720	392.566	35.799	796.812	4.884.757	»	»
Ensemble.	5.018.101	3.909.327	515.301	50.277	1.066.907	10.559.913	234.696	»

TABLEAU IV.

Stationnement dans les dépôts (machines en feu).	RÉSERVE. Nombre d'heures.	Allumage. (Nombre).	Allumage total. (Nombre.)	CONSOMMATION TOTALE DE charbon, briquettes.	coke.	Total.	huile.	suif.	graisse.	Moyenne par kilomètre.
				kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kilog.	kil.
»	4.072	18	23	68.050	210.360	278.410	1.315	15	»	»
»	3.462	15	22	59.200	168.800	228.000	1.177	22	»	»
»	3.442	12	14	60.450	142.120	202.570	1.119	13	»	»
6	3.240	17	22	59.250	129.280	188.530	1.052	9	»	»
»	3.612	24	24	87.000	114.200	201.200	1.122	16	»	»
»	3.612	23	30	82.150	100.440	182.590	1.110	19	2	»
4	3.589	21	26	71.200	117.440	188.640	1.099	23	»	»
»	2.986	17	17	49.500	125.120	174.620	1.082	18	»	»
»	3.132	18	14	51.600	115.760	167.360	1.085	23	»	»
»	3.574	16	21	51.700	131.910	183.610	1.195	52	»	»
»	5.081	28	26	102.850	157.080	259.930	1.181	31	»	»
»	5.640	27	27	87.350	202.600	289.950	1.632	36	4	»
10	45.442	231	266	830.300	1.715,110	2.545.410	14.169	277	6	
96.221	143.374	1.701	15.634	51.250.925	2.192.080	53.443.005	86.402	20,070	9.010	
A VOYAGEURS ET A MARCHANDISES.										
13.515	29.915	423	2.763	5.558.250	3.484.880	9.043.130	11.062	2.745	1.886	10,3
12.934	27.848	389	2.554	4.964.300	2.998.160	7.962.460	10.026	2.523	1.904	10,0
14.173	30.026	366	3.082	5.241.200	3.167.360	8.408.560	11.324	3.050	2.463	9,6
13.950	29.774	435	3.035	4.067.600	2.861.280	6.928.880	10.401	3.097	2.549	8,6
14.565	30.960	445	3.139	4.057.000	3 079.080	7.136.080	10.426	3.168	2.545	8,4
13.266	28.729	441	3.029	3.584.000	2.851.840	6.435.840	11.459	4.741	4.132	7,7
13.955	29.619	425	3.267	4.087.650	3.080.000	7.167.650	11.806	4.553	3.439	8,12
14.526	29.011	422	3.404	4.468.700	3.267.920	7.736.620	12.427	4.276	3.236	8,4
14.316	28.981	389	3.165	4.412.000	3.200.840	7.612.840	12.294	3.854	2.764	8,4
14.917	29.322	401	3.340	4.828.150	3.472.780	8.300.930	12.770	3.233	2.521	8,9
15.174	30.512	424	3.272	5.786.780	3.777.760	9.564.540	12.302	2.594	1.960	10,4
16.105	32.447	417	3.363	6.168.050	3.975.040	10.143.090	14.237	2.896	2.299	10,6
171.396	357.144	4.977	37.413	57.223.680	39.216.940	96.440.620	140.234	40.730	31.698	9.2
SYSTÈMES DE MACHINES.										
9.252	49.792	309	2.766	548.600	4.076.000	4.624.600	5.508	3.155	2.590	7,2
26.864	63.595	702	5.787	1.461.125	8.922.320	10.383.445	14.871	7.697	5.092	7,3
27.207	38.986	1.246	6.563	1.910.910	12.169.730	14.080.640	16.196	5.888	10.211	7,6
8.647	24.879	373	2.258	457.100	3.476.040	3.933.140	2.507	516	1.425	6,2
4.175	34.688	646	4.365	1.580.350	8.395.440	9.975.790	14.750	3.404	3.370	8,7
76.145	212.940	3.276	21.739	5.958.085	37.039.530	42.997.615	58.832	20,660	22.688	7.6
32.968	82.462	984	6.538	16.710.400	227.720	16.938.120	20.024	8.072	3.346	8,7
40.915	13.243	370	5.704	19.834.650	46.920	17.681.570	32.574	7.982	2.795	11,7
22.328	2.227	116	3.126	13.875.575	202.330	14.077.905	18.635	3.789	2.863	14,9
10	45.442	231	266	830.300	1.715.110	2.545.410	14.169	277	6	»
96.221	143 374	1.701	15.634	51.250.925	2.192.080	53.443.005	86.402	20.070	9.010	10.9
172.366	556.314	4.977	37.373	57.209,010	39.231.610	96.440.620	140.234	40.730	31.698	9.2

On peut déduire de ce tableau plusieurs conséquences intéressantes. Nous en ferons ressortir une seule, l'influence des saisons sur la consommation. — Sur les 96.440.620 kil. consommés en 1858, 43.017.910 kil. appartiennent au semestre d'été (avril-septembre), et 53.422.710 kil. au semestre d'hiver. La consommation d'hiver surpasse donc la consommation d'été de 24 p. 100.

C.

MÉMOIRE

SUR LA DÉPRÉCIATION D'UN MATÉRIEL ROULANT DE CHEMIN DE FER.

Par M. DE BILLY, inspecteur général des mines.

INTRODUCTION.

Un traité de régie intéressée, conclu en 1854 par une des grandes compagnies de chemins de fer français avec le chef de son service du matériel et de la traction, renfermait une disposition ainsi conçue :

« Lors de la prise de possession, et lors de la cessation de la régie, à quelque époque qu'elle survienne, il sera tenu compte de l'état d'entretien et d'usure des parties principales et essentielles du matériel.

» A cet effet il sera dressé des inventaires comprenant, à l'époque du 1er janvier 1853 :

» 1° La description détaillée de chaque objet;

» 2° L'estimation des dépenses qui seraient nécessaires pour remettre à l'état de neuf les pièces ou parties des pièces susceptibles de s'user par le travail, telles que : roues, essieux, foyers, tubes, cylindres, pistons, coussinets, ressorts, peintures, garnitures intérieures.

» La différence entre les estimations ainsi établies à l'origine et à la fin de la régie, constituera une plus ou moins-value qui sera portée au compte de la régie comme élément de profit ou de perte. »

Les deux parties contractantes nous ayant offert de nous charger de l'expertise prescrite par cette disposi-

tion du cahier des charges, nous avons accepté la mission avec d'autant plus d'empressement qu'elle nous présentait un champ d'études tout nouveau; car il s'agissait alors, non pas de constater la situation du matériel roulant à l'époque même où nous allions opérer, mais de reconstituer cette situation après deux années d'exercice de la régie intéressée.

Plusieurs des résultats de ce travail nous ont paru offrir assez d'intérêt au point de vue général du matériel des chemins de fer, pour que nous ayons cédé au désir qui nous était exprimé de voir livrer à la publicité un extrait de notre rapport.

Exposé des principes. L'article du cahier des charges transcrit ci-dessus divise le travail en deux parties, savoir :

La description détaillée de chaque objet;

L'estimation des dépenses qui seraient nécessaires pour remettre à l'état de neuf les pièces ou parties des pièces susceptibles de s'user par le travail.

Description. Le matériel roulant se compose d'un certain nombre de séries de machines, tenders, voitures à voyageurs, wagons à marchandises. Décrire un des véhicules de l'un des types suffit à la description de tous les autres du même type. C'est pourquoi nous nous sommes borné à indiquer les formes et dimensions des pièces principales de chacune des séries de machines, de tenders, de voitures à voyageurs, de wagons à marchandises.

Nous joignons à ce travail des tableaux synoptiques qui suffiront au lecteur, pour ce qui concerne la partie descriptive.

Estimation. Ainsi qu'il a été dit ci-dessus, la régie intéressée fonctionnait depuis près de deux ans quand nous avons commencé le travail; il n'était donc plus possible de procéder à l'estimation par des mesures directes ou par d'autres constatations des faits existants, mais il

fallait se rendre compte d'un état de choses qui n'existait plus; rechercher par conséquent, au moyen des éléments dont on disposait, les lois d'usure et de détérioration à la faveur desquelles on pouvait reconstituer la situation du matériel au 1er janvier 1853.

Des travaux analogues avaient été faits pour d'autres chemins de fer; nous les avons consultés et nous y avons trouvé des éléments précieux; tous avaient pour objet une situation présente du matériel, ils n'étaient donc pas applicables dans l'espèce; mais quand même ces travaux eussent été de la même nature que celui dont nous étions chargé, nous n'aurions pu mettre à profit que les méthodes; l'application pure et simple des lois ou des moyennes obtenues aurait amené des erreurs, puisque la détérioration du matériel roulant varie d'une ligne à une autre, suivant la construction du matériel, suivant le tracé et le profil du chemin, suivant la perfection de l'entretien de la voie; pour les machines, suivant la qualité des eaux d'alimentation, etc., etc.

C'est ainsi que nous avons été conduit à rechercher des lois de détérioration spéciales pour la ligne dont il s'agissait.

Des différentes parties qui entrent dans la composition d'un véhicule, les unes se détériorent par le travail, les autres plutôt par le temps de leur durée; les lois de détérioration que nous avons cherchées concernent les premières; pour les autres il nous a suffi d'en connaître le prix et la durée moyenne, et nous avons procédé par dixième de ce prix, en défalquant de la valeur du neuf autant de dixièmes qu'il s'était écoulé de dixièmes de la durée, depuis la mise en service de la chose jusqu'au 1er janvier 1853.

Notre travail a été divisé en quatre chapitres, dont le

premier consacré aux machines locomotives, le second aux tenders, le troisième aux voitures à voyageurs, et le quatrième aux wagons à marchandises.

CHAPITRE Ier.

MACHINES LOCOMOTIVES.

Description.

Le tableau synoptique n° 1 contient la description des différents types de machines locomotives en activité de service au 1er janvier 1853.

Nous n'avons rien à y ajouter; on y trouve l'indication du système, des formes et dimensions des principaux organes de ces véhicules.

Estimation.

D'après les termes du cahier des charges il fallait procéder à l'estimation des dépenses nécessaires pour remettre *à l'état de neuf* les pièces ou parties des pièces susceptibles de s'user par le travail.

Il n'y a qu'une manière d'entendre le sens des mots *état de neuf* quand il s'agit de pièces qu'on remplace en entier lorsqu'elles sont usées, telles que: les bandages, les foyers, etc. L'estimation de la dépense à faire pour remettre une pièce usée à l'état de neuf est, en pareil cas, la somme à dépenser pour le remplacement, savoir, la somme du prix d'achat de la pièce, des frais de main-d'œuvre pour démonter la pièce usée, pour mettre en place la pièce neuve, avec déduction de la valeur de la pièce usée et rebutée.

Pour des pièces usées partiellement, on cherche la proportion de l'usure, on l'apprécie en argent comparativement au prix du remplacement complet de la pièce, et cette somme correspond à la dépense pour mettre à *l'état de neuf*.

Mais quand on doit apprécier des pièces ou systèmes de pièces qui se réparent ou se remplacent partiellement au fur et à mesure des besoins, tels que le mécanisme d'une machine, sa tubulure, etc., on peut différer sur le sens de l'expression *état neuf*, et dès lors il convient, avant d'entrer en matière, de faire connaître le sens que l'on a attaché à ces mots.

Les conditions imposées aux machines locomotives dans une exploitation à grand parcours, à grandes vitesses ou à fortes charges, sont telles que, dans le mécanisme, par exemple, toute pièce défectueuse est aussitôt remplacée; il s'ensuit que, dans un mécanisme qui a fonctionné pendant deux ou trois mois sans exiger de réparations, les pièces peuvent être considérées comme ayant été *à l'état de neuf* à l'origine de cette période; on peut dire alors, pour le mécanisme, que *l'état de neuf* devient synonyme de *bon état de service*.

Afin de connaître les machines dont le mécanisme avait donné lieu à réparations dans les trois mois qui ont suivi le 31 décembre 1852, nous avons relevé sur les livres des ateliers de la compagnie toutes les réparations faites aux machines pendant le mois de décembre 1852 et le premier trimestre de l'année 1853, nous avons regardé comme ayant existé en bon état de service, les pièces du genre de celles dont nous venons de parler, appartenant aux machines qui n'avaient point paru aux ateliers durant ces trois mois; et nous avons tenu compte des réparations d'une certaine importance indiquées plus loin. Enfin nous avons écarté les réparations sans importance, comprises dans l'entretien courant, telles que : réparer les glissières, les coulisseaux, redresser les tables des tiroirs, réparer ou roder des robinets, retirer le jeu aux différentes pièces,

refaire les joints, réparer les balances, le manomètre, les robinets de niveau d'eau, régler la distribution, etc. Admettant ainsi que les pièces qu'il a suffi de retoucher légèrement pendant le premier trimestre de l'année se trouvaient en bon état de service au 1er janvier. D'ailleurs on peut supposer aussi que, si le matériel est bien entretenu, ce qui dans l'espèce était admissible, il devait y avoir eu, le jour de la prise de service, autant de petites réparations de ce genre à faire qu'il y en aurait à l'expiration du traité. Il y avait donc sous ce rapport parité dans la situation des choses aux deux époques.

Un travail de la nature de celui dont nous rendons compte exige de très-minutieux détails, non-seulement parce qu'il faut pouvoir très-exactement apprécier les faits de toute nature et remonter avec certitude aux motifs qui ont dirigé l'expert dans l'établissement des principes mis en usage, mais encore parce qu'il est indispensable que les mêmes règles soient appliquées à l'origine et au jour de la liquidation du traité conclu entre les deux parties.

Ces considérations nous ont engagé à joindre au travail original de très-nombreux extraits des livres de la compagnie, des registres d'ateliers, etc., pièces qui étaient nécessaires à l'expertise, mais que nous ne reproduirons pas ici, ou bien dont nous reproduirons seulement le résumé, jugeant inutile de publier les choses qui ne seraient pas d'une utilité ou d'une application générale.

Ainsi que nous l'avons déjà dit, quand on veut procéder à l'estimation d'une machine on est conduit à en diviser les organes en deux catégories, ceux qui s'usent par le travail de la machine et ceux qui se détériorent plutôt par l'action du temps.

§ Iᵉʳ. — **Organes qui s'usent par le travail de la machine.**

Ce sont les bandages, les foyers, l'appareil de vaporisation, l'ensemble du mécanisme, les supports, les châssis, les essieux, etc.

Bandages.

Lorsque dans l'estimation d'une machine on veut apprécier la valeur d'un bandage dont on peut mesurer l'épaisseur, on recherche trois éléments, savoir :

1° L'épaisseur originaire du bandage et l'épaisseur minimum, c'est-à-dire celle à laquelle il convient de remplacer la pièce ;

2° L'épaisseur du bandage au moment où l'on opère ;

3° La valeur du millimètre de bandage, afin de pouvoir retrancher de la valeur première du bandage celle des millimètres qui ont disparu par l'usure.

Nous avons facilement obtenu le premier et le troisième de ces éléments ; mais il n'était plus possible de connaître *par mesure* les épaisseurs des bandages au 1ᵉʳ janvier 1853 ; il a donc fallu les retrouver d'une manière indirecte par l'application d'une loi.

Cette loi pouvait être déterminée de la manière suivante :

Choisir dans chacune des séries un certain nombre de machines ayant encore les bandages du 1ᵉʳ janvier 1853 et auxquelles on mesurait l'épaisseur de ces bandages à l'extérieur, en supposant la surface de roulement prolongée ; déduire cette épaisseur de l'épaisseur originaire ; comparer la différence avec le nombre de kilomètres parcourus par les bandages depuis la pose jusqu'au moment du mesurage. De ces comparaisons résultaient des rapports ; prenant des moyennes pour chacune des espèces de roues dans chacune des séries

de machines, on obtenait les lois de la réduction kilométrique des bandages. Ces lois appliquées à chacune des paires de roues dont on trouve, dans les registres de la compagnie, le parcours au 1er janvier 1853, faisaient connaître les épaisseurs des bandages à ladite époque; connaissant la valeur du millimètre de bandage pour chacune des catégories de roues, on parvenait à connaître, pour chacun des cas particuliers, la somme à déduire du prix du bandage neuf posé, pour avoir sa valeur au 1er janvier 1853.

La valeur du millimètre de bandage s'obtenait de la manière suivante : de la valeur du bandage neuf compris les frais de pose, on déduisait la valeur du vieux bandage enlevé après avoir été réduit au minimum d'épaisseur; divisant la différence des valeurs par la différence exprimée en millimètres, des épaisseurs du bandage à l'état de neuf et à l'état de rebut, le quotient était la valeur cherchée.

Mais ce mode de procéder n'était plus possible au moment où a commencé notre travail parce que tous les bandages en activité de service au 1er janvier 1853 avaient disparu.

Il avait de plus l'inconvénient de supposer que les bandages se détérioraient uniquement par l'usure et de ne tenir aucun compte des faits de rupture ou d'autres accidents à la suite desquels il faut quelquefois procéder au remplacement du bandage.

Il se présentait une autre méthode qui consistait à faire relever les parcours de tous les bandages, depuis l'origine de l'exploitation jusqu'à une époque aussi avancée que possible, et à prendre dans chacune des séries la moyenne de ces parcours.

Divisant alors la valeur nette des bandages neufs posés, par le parcours moyen correspondant, on obte-

nait la dépréciation moyenne par kilomètre parcouru.

Ce mode m'a paru préférable parce qu'il tient compte de tous les cas de rebut, parce qu'il est plus simple et d'une plus facile application, vu que la diminution de valeur d'un bandage quelconque s'obtient alors directement, en multipliant le chiffre des parcours au 1er janvier 1853 par le coefficient de la dépréciation kilométrique.

Pour la détermination des parcours moyens, nous avons eu recours aux chiffres du parcours des bandages jusques et compris l'année 1854.

Peut-être objectera-t-on que, comme il s'agissait d'établir la situation du matériel au 1er janvier 1853, il n'aurait pas fallu étendre au delà de cette époque les données sur lesquelles repose la détermination des lois d'usure, parce que les conditions de la marche des machines avaient changé depuis cette époque.

Nous répondrons à cette objection :

1° Qu'au 1er janvier 1853, il y avait encore aux machines beaucoup de bandages de première pose, et dont il était par conséquent impossible de connaître le parcours total si l'on s'était arrêté à cette date;

Qu'on aurait opéré sur un petit nombre de bandages, et que le coefficient de détérioration aurait eu peu de certitude puisqu'il eût été fondé sur un trop petit nombre de faits;

2° Que, si effectivement les conditions du travail des bandages étaient plus mauvaises avant le 1er janvier 1853, parce que la voie n'avait pas le degré de solidité et de bon entretien qu'elle a acquis plus tard, d'un autre côté, les machines ont été soumises, depuis cette époque, à des vitesses plus grandes, à un travail plus actif qui ont dû faire compensation.

Il est encore une autre objection, qui peut faire naître

des doutes sur la possibilité d'appliquer notre méthode, quand on s'arrête à certains cas particuliers et quand on n'envisage pas le travail dans son ensemble. Cette objection la voici :

Nous avons déterminé le coefficient de détérioration kilométrique des bandages, en divisant la valeur de ces pièces par le parcours moyen ; par conséquent la détérioration d'un bandage qui, au 1er janvier 1853, avait effectué le parcours moyen, était égale à la valeur même du bandage, et cette pièce figurait dans l'inventaire pour zéro, ce qui n'était pas exact.

Par le même motif, la détérioration calculée des bandages qui avaient fourni plus que le parcours moyen dépassait la valeur du bandage neuf, et l'on arrivait à une quantité négative, ce qui paraît absurde.

Cette méthode ne serait donc pas applicable à certains cas isolés ; mais il en est autrement quand on considère l'ensemble.

Ne perdons pas de vue que notre coefficient comprend à la fois l'usure par le travail et les détériorations dues aux accidents qui surviennent aux bandages, et qui peuvent en amener le rebut d'un moment à l'autre. Il s'ensuit qu'un bandage qui avait fourni un parcours très-faible au 31 décembre 1852, et dont la dépréciation était ce jour-là très-faible aussi, pouvait avoir été rebuté le 3 janvier par suite de l'un de ces accidents, et qu'il figurera par conséquent sur l'inventaire à une valeur supérieure de beaucoup à celle qu'il avait réellement. La dépréciation des bandages à petit parcours calculée trop faible, trouvera sa compensation dans les excédants de dépréciation résultant de l'application de la formule aux bandages de long parcours, et s'il existe, dans les cas particuliers des inexactitudes ou d'apparentes impossibilités, le résultat de l'ensemble

n'en sera pas moins aussi près de la vérité, que les faits relevés pendant cinq années d'exploitation auront permis d'en approcher.

On trouvera sur le tableau n° 2 les chiffres relevés sur les livres de la compagnie, des dépenses nécessaires au remplacement des bandages de machines des différents calibres.

Un autre état, que nous croyons inutile de joindre à cet extrait, contient le relevé des parcours de tous les bandages de machines, depuis la mise en service jusqu'au 31 décembre 1854.

C'est de là que nous avons tiré les chiffres du tableau n° 3 qui donne, dans la troisième colonne, le parcours moyen des bandages de locomotives jusqu'à ladite époque, dans la colonne 4, la dépense pour le remplacement des bandages, et dans la cinquième colonne, les dépréciations kilométriques résultant de la comparaison de ces deux séries de chiffres; ce sont les coefficients que nous cherchions.

Nous ferons observer au sujet de ce tableau :

1° Que si les roues de 1m,80 offrent un parcours moindre que celles de 1m,68, cela tient probablement à ce qu'elles sont plus chargées, et à ce qu'elles fonctionnent avec de plus grandes vitesses;

2° Que, contrairement à ce qu'on était en droit d'attendre, les roues d'arrière des machines nos 1 à 78, ont un parcours moindre que les roues d'avant qui ont, soit même diamètre, soit un diamètre peu différent, et qui sont toujours plus chargées que celles d'arrière;

3° Que n'ayant pas de chiffres pour les parcours des bandages des roues accouplées des quatre machines mixtes nos 91 à 94, nous avons adopté 50,000 kilomètres, chiffre inférieur à celui du parcours moyen des bandages de même diamètre des machines nos 1 à 40

et nos 51 à 78 (58,930 kilomètres), parce qu'aux machines mixtes les roues de 1m,68 sont accouplées;

Que les roues d'arrière y sont plus chargées; et qu'en cas de réparation, il faut mettre sur le tour les deux bandages à la fois, d'où il résulte que l'avarie de l'un des bandages influe sur l'amincissement des trois autres;

4° Que les bandages des machines à marchandises auraient sans doute un plus grand parcours moyen à cause de la faible vitesse avec laquelle ces roues frottent contre les rails, si l'on n'était pas obligé de mettre toujours à la fois sur le tour les trois paires de roues pour peu qu'il y ait à en rectifier une seule par suite de la déformation de son bandage.

Sur le réseau de chemins de fer dont il s'agit l'épaisseur des bandages destinés aux roues des tenders et des locomotives, mesurée au milieu de la surface de roulement était 0m,05 et il est de principe d'y rebuter les bandages quand cette épaisseur est réduite à 0m,025. Mais des mesures prises directement par nous sur seize bandages des roues motrices rebutées pour cause d'avarie, nous ont donné pour moyenne une épaisseur de 0m,034, fait qui prouve à quel point il est nécessaire de tenir compte, dans la dépréciation des bandages, des circonstances étrangères à la simple usure par le frottement sur les rails.

Un ensemble de mesurages opérés sur un plus grand nombre de pièces a donné les épaisseurs suivantes pour les bandages rebutés :

Bandages de roues motrices avec jantes pleines et faux cercle, épaisseur.	0m,025 à 0m,027
Bandages de roues motrices à cornières sans faux cercles.	0m,032 à 0m,034
Bandages de roues portantes.	0m,030 à 0m,032

Nous dirons à cette occasion qu'on avait essayé d'augmenter l'épaisseur des bandages neufs, de la porter à 0m,06, mais on n'y a pas trouvé d'économie; ils ne duraient pas davantage parce qu'ils étaient moins bien fabriqués. Cette observation a son importance à un point de vue plus général; c'est que si l'on tient à la bonne fabrication des pièces de fer qui ont à subir un rude travail, il ne faut pas dépasser une certaine dimension; des pièces très-fortes sont plus difficiles à fabriquer, coûtent plus cher et réussissent généralement moins bien que des pièces de dimensions plus modérées.

Foyers.

La recherche de la dépréciation au 1er janvier 1853 a offert plus de difficultés pour les foyers que pour les bandages. Nous avons pensé d'abord pouvoir atteindre notre but de la manière suivante :

1° Connaître exactement l'épaisseur des parois des foyers dans les machines neuves;

2° Chercher le minimum d'épaisseur de ces pièces, c'est-à-dire l'épaisseur à laquelle on est obligé de les remplacer;

3° En conclure l'usure totale par différence;

4° Établir la dépense pour le remplacement du foyer en additionnant la valeur d'achat du foyer neuf, les frais de main-d'œuvre pour la descente du vieux foyer et la pose du foyer neuf, les frais généraux y afférents, et en déduisant de cette somme la valeur du vieux foyer;

5° En conclure la valeur du millimètre d'usure en divisant la dépense du remplacement ainsi obtenue, par l'usure totale exprimée en millimètres. Le prix du millimètre de foyer devait servir à calculer la détérioration.

S'il s'était agi de faits actuels, il aurait suffi de mesurer l'épaisseur de chacun des foyers en en perçant les quatre parois et après avoir constaté qu'ils n'étaient ni fendus ni brûlés ; on aurait obtenu le montant de la détérioration en multipliant la diminution d'épaisseur par le prix du millimètre.

Mais comme il n'était plus possible de connaître par des moyens directs et matériels les épaisseurs des foyers au 1er janvier 1853, il nous a fallu opérer à peu près comme pour les bandages, c'est-à-dire, chercher des coefficients de détérioration par kilomètre parcouru ; prendre les parcours effectués par les foyers à ladite époque, et multiplier ces deux éléments l'un par l'autre pour obtenir le chiffre de la détérioration au 1er janvier 1853.

Dans la détermination du coefficient, nous avons dû prendre en grande considération les causes étrangères à l'usure naturelle, c'est-à-dire celles qui proviennent des brûlures, des gerçures, etc., puisqu'avec les charges que les machines ont à remorquer maintenant, et les pressions auxquelles sont trop souvent exposés les foyers, la presque totalité des réparations de ces pièces, dans les commencements d'une exploitation, est la conséquence des accidents et non de l'usure progressive due au travail du foyer. C'est un fait dont nous avons acquis la certitude en extrayant des livres d'ateliers les réparations effectuées aux foyers depuis l'origine de l'exploitation jusqu'au 31 mai 1855. Pas un foyer n'avait été descendu jusqu'alors pour cause d'usure, et les mesures directes que nous avons prises aux ateliers en faisant percer les parois des vieux foyers, ont prouvé que ces parois avaient le plus souvent conservé très-sensiblement leur épaisseur première après des parcours considérables.

Cette faiblesse dans l'altération des parois tient à la bonne qualité du cuivre des foyers et peut-être plus encore à celle des eaux d'alimentation des machines.

Comme au point de vue des avaries étrangères à l'usure naturelle tout est variable et presque insaisissable à l'origine, il n'est pas possible de trouver de règle, et nous n'avons pu en apprécier l'influence qu'en nous adressant aux faits accomplis dont nous avons cherché à déduire des moyennes.

Le relevé des livres nous a permis d'apprécier l'influence des avaries sur le remplacement des foyers, comparant ensuite la dépense effectuée pour ce chapitre à la totalité du parcours kilométrique des machines, nous en avons déduit la moyenne cherchée.

De cette manière nous avons été conduit à établir séparément deux coefficients, l'un pour la détérioration kilométrique des foyers par l'usure, l'autre par la détérioration due aux avaries.

Coefficient de la détérioration par l'usure.

Pour arriver à la détermination d'un coefficient de détérioration des foyers par l'usure, nous avons choisi parmi les machines dont le foyer n'avait pas été descendu, celles qui offraient les plus grands parcours; nous en avons fait percer les foyers en plusieurs points convenablement choisis; nous avons mesuré les épaisseurs à ces points et nous avons pris pour chacune des machines des moyennes entre ces mesures.

La même opération a été répétée aux ateliers sur des foyers descendus et dont on connaissait exactement les parcours.

De toutes ces opérations nous avons pu conclure que la diminution d'épaisseur des foyers due à l'usure par 100,000 kilom. de travail accompli pouvait être représentée par $0^{m},0011$.

Nous ne dissimulerons pas que la détermination de

ce chiffre n'a pas toute la rigueur que nous aurions désirée, à cause d'un peu d'incertitude sur l'épaisseur primitive d'un certain nombre de plaques de foyers soumises à nos recherches; nous avons admis pour cette épaisseur prise entre les niveaux de la grille et de la porte du foyer 0m,012, et nous avons écarté les mesures prises sur des plaques qui ne paraissaient pas avoir été dans ces conditions.

Nous avons cherché à contrôler le chiffre ainsi obtenu en le comparant avec des observations touchant l'usure des foyers, faites sur une autre ligne de chemin de fer qui, sous beaucoup de rapports, offre la plus grande analogie avec celle dont nous nous occupions. Les mesures d'épaisseurs de foyers partiellement usés et dont on connaissait le parcours ont donné une diminution de 0m,0014 par 100.000 kil. de travail. Ce chiffre diffère peu du nôtre.

Restait à déterminer la valeur argent de cette dépréciation et pour cela, connaître le prix du millimètre de foyer.

Si nous admettons, comme il a été dit ci-dessus :

1° Que l'épaisseur primitive des plaques de foyer ait été de 0m,012;

2° Qu'il faille rebuter un foyer quand il est réduit par l'usure à 0m,006.

Chaque millimètre de diminution représentait un sixième de la dépense à faire pour le remplacement du foyer.

D'après les livres des ateliers, ce remplacement avait coûté :

	fr.
Pour les machines à voyageurs figurant sur l'état n° 1 sous nos 1 à 78.	4.109,00
Pour les machines Crampton, nos 79 à 90.	4.442,00
Pour les machines à marchandises, nos 0,1 à 0,42. .	4.558,00

Le millimètre de foyer valait donc :

Pour les machines à voyageurs. . . . . . . $\frac{4.109}{6} =$ 684^{fr.},87

Pour les machines Crampton. . . . . $\frac{4.442}{6} =$ 740,46

Pour les machines à marchandises. . . . . $\frac{4.558}{6} =$ 759,65

Par conséquent la détérioration kilométrique du foyer était représentée par les chiffres suivants :

Pour les machines à voyageurs. . . $\frac{684,87 \times 1,1}{100.000} =$ 0^{fr.},0075

Pour les machines Crampton.. ... $\frac{740,46 \times 1,1}{100.000} =$ 0,0081

Pour les machines à marchandises. $\frac{759,65 \times 1,1}{100.000} =$ 0,0084

Le coefficient de la détérioration due aux avaries accidentelles n'a pu être déterminé que par les faits accomplis. Coefficient de détérioration par les avaries.

La dépense totale pour la réparation des foyers avariés depuis l'origine de l'exploitation jusqu'au 31 mai 1855 s'élevait à 219.180^f,04. A la même époque toutes les machines avaient parcouru 20,284,492 kil.; la détérioration kilométrique des foyers due aux avaries accidentelles était représentée par $\frac{219.180^{f},04}{20.284.492} = 0^{f},00108$.

D'habiles constructeurs et des chefs du service de traction fort expérimentés admettent qu'un foyer, fût-il dans les meilleures conditions, doit être descendu quand il a parcouru 300,000 kil., ce qui, avec les chiffres donnés ci-dessus, de 0^m,012 d'épaisseur primitive des plaques du foyer et 0^m,006 d'épaisseur minimum, ferait croire à un amincissement de 0^m,002 par 100,000 kil. de parcours. Mais il y a tout lieu de croire que dans cette appréciation il est tenu compte non-

seulement de l'usure progressive et régulière, mais aussi des avaries éventuelles, lesquelles sont d'autant plus à craindre que le foyer a plus de service et d'amincissement. Nous conserverons donc le chiffre de $0^{m},0011$ d'amincissement pour 100,000 kil. parcourus avec d'autant plus de raison que l'on ne rebute pas toujours le foyer d'une manière complète, car tantôt on n'en remplace qu'un certain nombre de plaques, tantôt dans une plaque amincie ou avariée on conserve la partie la plus rapprochée du ciel; ce qui diminue d'autant l'élément de réduction dû à l'usure.

Appareil de vaporisation.

Il ne nous reste plus à parler que des tubes bouilleurs, de la partie extérieure de la chaudière et de la boite à fumée.

Tubes bouilleurs.

Une tubulure bien soignée dure environ cinq ans, c'est-à-dire la période entière du traité de régie intéressée auquel s'appliquait notre expertise.

Nous pouvions donc admettre, en supposant le remplacement des tubes isolés au fur et à mesure des besoins, que l'on trouverait à l'expiration du traité, les tubulures des machines dans la même situation qu'au jour du commencement de la régie. Cette partie de l'appareil de vaporisation devant être ainsi restituée, par la nature même des choses, telle qu'elle avait été prise, nous n'avons pas eu à l'apprécier.

Chaudière.

Si nous avions connu par des observations précises la durée moyenne des chaudières, nous aurions procédé à l'estimation de ces pièces par dixièmes de leur valeur; mais cette durée n'ayant pas été suffisamment constatée, nous avons admis comme se trouvant en bon état de service toute chaudière qui ne figurait pas sur les livres d'ateliers du 1er décembre 1852 au 31 mars

1853, suivant ainsi l'exemple donné par une autre compagnie de chemin de fer dans l'estimation de son matériel roulant.

Mécanisme.

Nous comprenons dans ce chapitre non-seulement les pièces mobiles telles que : bielles, bagues d'excentriques, tiroirs, pompes, pistons, arbres, tringles, leviers de changement de marche, etc., mais encore les cylindres, les glissières et autres pièces fixes qui dépendent du mécanisme.

La dépréciation d'un mécanisme au temps où il fonctionne, ne peut être estimé que dans son ensemble, par le fonctionnement de la machine, par les renseignements que donneraient le mécanicien et le chef du dépôt à qui elle est confiée.

Mais ce mode de procéder étant inapplicable quand il faut se reporter à plusieurs années en arrière, nous avons dû recourir à d'autres considérations.

Les conditions de travail et de sécurité imposées aux machines sont telles que les pièces du mécanisme sont réparées au fur et à mesure des besoins, en sorte que l'on peut regarder comme ayant été dans un bon état de service au 1er janvier 1853, le mécanisme de toute la machine qui ne figure pas sur les livres d'ateliers du 1er décembre 1852 au 31 mars 1853.

Ces livres nous ont appris quelles pièces avaient été réparées ou remplacées pendant ces quatre mois et nous en avons extrait les sommes à déduire de la valeur des machines, en nous servant :

1° De la comptabilité des ateliers;

2° Du tableau n° 4 donnant le prix du remplacement des pièces.

Quant aux pièces légèrement avariées au jour de la

prise du service, il n'a pas plus été possible d'en tenir compte dans ce travail, qu'on ne pourra le faire au jour de la liquidation du traité.

Roues et essieux.

On a procédé à l'égard de ces pièces comme pour les pièces du mécanisme, admettant comme étant en bon état de service toutes celles qui ne figuraient pas sur les livres d'ateliers. Et c'était avec d'autant plus de raison que les matières premières employées à la fabrication des essieux droits, que les dimensions et les formes données à ces pièces permettent d'en regarder la durée comme presque indéfinie.

Essieux coudés. Il n'en est pas de même des essieux coudés qui se cassent tous après un certain parcours accompli, et pour lesquels nous avons dû par conséquent déterminer un coefficient de détérioration.

Le matériel de la compagnie ne renfermait que 46 essieux de ce genre dont quatre appartenant aux machines mixtes n°s 91 à 94 et 42 aux machines à marchandises n°s 0.1 à 0.42.

Nous avons fait relever sur les livres de la compagnie les parcours de tous les essieux coudés rompus en service, depuis l'origine de l'exploitation jusqu'au 16 février 1858; le parcours moyen de ces essieux, au nombre de 52, ressort à 91.812. kil.

Considérant : 1° qu'il y avait alors encore en service trois essieux de machines mixtes et 28 essieux de machines à marchandises qui fonctionnaient au 1er janvier 1853 et dont les parcours étaient très-considérables; 2° que 14 essieux de cette époque qui se sont rompus, offraient un parcours moyen de 109.725 kilog.; nous avons pu admettre pour l'ensemble de ces essieux un parcours moyen de 100.000 kil. avec la con-

viction de ne pas être au-dessus de la vérité. Nous ajouterons que, depuis lors, ce chiffre a été vérifié par la rupture de 60 essieux coudés.

Afin d'acquérir encore plus de certitude, nous nous sommes adressé à une autre compagnie de chemin de fer qui nous a fourni 52 cas de rupture d'essieux coudés dont la majeure partie appartenait à des machines à marchandises, et les autres à des machines mixtes à quatre roues accouplées.

Dans une série de 48 essieux coudés de machines à marchandises dont 29 s'étaient rompus en service, nous trouvons, pour ces derniers, un parcours moyen de 85.583 kil. Les ruptures les plus récentes dépassaient 150.000, même 160.000 kil., et les autres essieux de la série étaient encore en service. On peut donc également admettre ici le chiffre de 100.000 kil. pour le parcours moyen.

Les essieux coudés des machines mixtes offrent des parcours beaucoup plus étendus. C'est ainsi que pour la compagnie, dont nous estimions le matériel, nous avons trouvé une moyenne de 115.716 kil., et pour l'autre compagnie 136.928 kil. comme parcours moyen des essieux coudés de machines mixtes rompus en service.

Prenant en considération que beaucoup d'essieux de ce genre étaient encore en service quand nous avons fait nos recherches et qu'ils offraient un parcours beaucoup plus considérable, nous avons pu admettre les chiffres suivants pour les essieux coudés en activité de service au 1er décembre 1852 :

Aux machines à marchandises.	100.000
Aux machines mixtes.	120.000

Le second élément du coefficient de la détérioration

kilométrique est le prix de remplacement d'un essieu coudé.

Les essieux coudés nos 0.1 à 0.10 pèsent moyennement.	537 kil.
Les essieux nos 0.11 à 0.32.	575
Les essieux nos 0.33 à 0.42.	580
Poids moyen d'un essieu coudé à marchandises. . .	557
A 4 fr. le kil. ajusté; prix moyen de l'essieu. . . .	2.228 fr.

On compte par essieu coudé les dépenses ci-après :

Pour décalage des roues de l'essieu brisé et pour le calage sur l'essieu neuf.	125 fr.
Pour frais généraux, transport, magasinage, etc., environ.	100

Quant à l'essieu qu'on rebute, nous prendrons comme pour les bandages, le prix de 26 fr. les 100 kil. soit en moyenne 145 fr. par essieu.

D'après cela, le prix du remplacement d'un essieu coudé s'établira de la manière suivante :

Achat de l'essieu neuf.	2.228 fr.
Main-d'œuvre pour le remplacement.	125
Frais généraux.	100
Total.	2.453
A déduire la valeur de l'essieu brisé.	145
Dépense nette pour le remplacement d'un essieu coudé de marchandises.	2.308

Pour un essieu coudé de machines mixtes nos 91 à 94, nous aurons de même :

Achat de l'essieu pesant 550 kil., à 4 fr.	2.200 fr.
Main-d'œuvre pour le remplacement.	125
Frais généraux.	100
Total.	2.425
A déduire le vieux métal.	143
Dépense nette pour le remplacement d'un essieu coudé mixte.	2.282

Comme nous admettons pour les essieux coudés à

marchandises un parcours moyen de 100.000 kil., pour les essieux de machines mixtes un parcours moyen de 120.000 kil., nous aurons pour coefficient de la détérioration kilométrique

Des premiers. . . . . $\frac{2.308}{100.000} = 0^f,02308$

Des autres. . . . . $\frac{2.282}{120.000} = 0^f,01901$

Châssis, supports, boîtes à graisse, plaques de garde.

Pour ces différents organes nous avons procédé comme pour les pièces du mécanisme, recourant aux livres d'ateliers pour connaître celles qui avaient été réparées ou changées du 1er décembre 1852 au 31 mars 1855; toutes les autres ont été admises comme ayant été en bon état de service. Dans le service de traction dont il s'agit, on regarde les châssis et les plaques de garde des machines comme ayant une durée indéfinie et ne subissant guère de détérioration que par des accidents.

En cas d'usure intérieure des plaques de garde, on y ajoute des coulisseaux.

Pour plus de solidité on remplaçait les boîtes à graisse en fonte par des boîtes en fer.

§ II. — Organes qui s'usent par la durée plutôt que par l'effet du travail.

Il a été déjà dit que pour calculer la dépréciation d'organes qui se dégradent par la durée plutôt que par le travail, nous avions procédé de la manière suivante :

1° Connaître le prix de la chose neuve et de son remplacement;

2° Déterminer la durée moyenne de la chose;

3° Réduire par dixièmes, en défalquant autant de

dixièmes de la valeur qu'il s'est écoulé de dixièmes de la durée moyenne, depuis la mise en service de la machine ou depuis le dernier remplacement de la chose jusqu'au 1er janvier 1853.

Couverture en tôle des chaudières.

Quand les couvertures en tôle étaient posées sur bois, elles duraient environ deux ans. Depuis qu'on les pose sur des cercles de fer laissant 0m,03 à 0m,04 de vide entre la couverture et la chaudière, la durée moyenne s'élève à environ six ans; pendant ce temps la machine rentre trois ou quatre fois à l'atelier où l'on démonte la couverture, ce qui contribue à en abréger la durée plus que l'usure ordinaire.

Le remplacement d'une couverture de chaudière coûtait 450 fr., dont le dixième 45 fr.

Boiserie.

On accordait à la boiserie des chaudières deux ans de durée moyenne.

Le remplacement coûtait 108 fr.

Dans l'origine, toutes les machines à voyageurs nos 1 à 78 et les machines à marchandises nos 0.1 à 0.10 avaient des couvertures en bois; les autres ont été livrées par le constructeur avec des couvertures en tôle.

Et depuis le 1er janvier 1853 on remplaçait au fur et à mesure les couvertures en bois par des couvertures en tôle.

Il n'a pas été possible de connaître avec une certaine précision le chiffre de la détérioration des couvertures en bois. Nous avons dû prendre en considération qu'un certain nombre de machines avaient beaucoup servi au 1er janvier 1853, que d'autres ayant servi fort peu avaient néanmoins leurs boiseries avariées; comparant

ces faits à la conservation générale des couvertures, nous avons pu équitablement réduire les enveloppes en bois à moitié de leur valeur, c'est-à-dire à 54 fr.

Cette évaluation semble d'autant plus rapprochée de la vérité que la durée moyenne des machines avec couverture en bois au 1er janvier 1853 ressortait à environ 27 mois, c'est-à-dire une fois et demie la durée moyenne d'une couverture en bois.

Peinture.

D'après des relevés faits sur les livres et qui ont été résumés dans un tableau, on avait donné trois couches de peinture aux machines après environ deux ans de durée (24 mois 9/10).

La dépense d'une peinture était 130 fr., dont le dixième 13 fr.

Une seule couche de peinture à neuf coûtait 75 fr.

Une repeinture sans ponçage de 30 à 40 fr.

On a procédé par dixièmes.

Telles sont les bases d'après lesquelles nous avons opéré dans l'estimation des machines locomotives rapportées au 1er janvier 1853.

Chaque machine a donné lieu à une opération distincte dont les résultats ont été consignés sur une feuille séparée.

Ces feuilles sont au nombre de 129.

Nous en joignons une ici afin d'indiquer avec précision le détail de notre manière de procéder.

Et nous terminerons ce chapitre par le tableau qui résume le travail d'estimation de toutes les locomotives.

MACHINES LOCOMOTIVES. Numéros par série.	Usage.	NOMS des constructeurs.	Prix d'achat d'une machine de chacune des séries.	Dépenses par série pour l'achat des machines.	Moins-values par série des machines d'après les feuilles d'inventaire.	Diminution p. 100 de la valeur d'achat.	Année de la construction.
			fr.	fr.	fr.		
1 à 25	Voyag. . .	L'Expansion.	45.500	1.137.500	33.548,45	2,95	1847-1848
26 à 40	Voyag. . .	Cavé.	48.000	720.000	17.187,77	2,38	1847-1848
41 à 50	Voyag. . .	Cavé	47.600	476.000	16.069,38	3,37	1848
51 à 53	Voyag. . .	Molteau. . . .	42.000	126.000	2.435,74	1,93	1849-1850
54 à 78	Voyag. . .	Cail et Cᵉ. . .	48.000	1.200.000	36.381,63	3,03	1847-1848
91 à 94	Mixtes. . .	Le Creusot. .	41.950	167.800	1.433,52	0,85	1852
0,1 à 0,10	March. . .	L'Expansion.	48.000	480.000	33.916,50	7,09	1848
0,11 à 0,20	March. . .	Cail et Cᵉ. . .	44.000	440.000	28.819,16	6,55	1850
0,21 à 0,32	March. . .	A. Kœchlin . .	40.000	480.000	18.387,24	3,83	1851
0,33 à 0,42	March. . .	A. Kœchlin. .	44.000	440.000	5.381,27	1,22	1852
124 mach.	. . . .	. . . .	»	5.667.300	193.555,66		
79 à 83	Voyag. . .	Cail et Cᵉ. . .	52.000	260.000	mémoire.	»	1853
129 mach.	. . . .	. . . .	»	5.927.300	193.555,66	3,26	

Il résulte de la comparaison de ces chiffres qu'au 31 décembre 1852 les machines locomotives en service offraient 3,26 p. 100 de dépréciation sur leur valeur d'achat.

TABLEAU N° 1. *Description des machines locomotives en service au 1er janvier 1853, classées par séries.*

Numéros de la série	1re		2e	3e	4e
Numéros d'ordre des machines	1 à 40		41 à 50	51 à 78	79 à 82
	à voyageurs.		à voyageurs.	à voyageurs.	Crampton.
	mèt.		mèt.	mèt.	mèt.
Longueur intérieure du foyer	0,925		1,250	0,925	1,200
Largeur intérieure du foyer	0,914		0,973	0,914	1,060
Hauteur intérieure du foyer	1,380		1,370	1,380	1,400
Epaisseur des parois de la plaque tubulaire	0,023		0,023	0,023	0,023
Epaisseur des parois des autres parois	0,012		0,012	0,012	0,012
Nombre des tubes	125		164	125	180
Diamètre extérieur des tubes	0,049		0,049	0,040	0,040
Longueur des tubes	3,800		3,117	3,800	3,500
Surface de chauffe totale	72 m.q.		73 m.q.	72 m.q.	97 m.q.
Diamètre du corps cylindrique de la chaudière	0,950		1,000	0,950	1,266
Diamètre du corps cylindrique de la cheminée	0,330		0,330	0,330	0,400
Epaisseur de la tôle de la chaudière	0,010		0,011	0,010	0,011
Hauteur de la cheminée au-dessus de la chaudière	1,710		1,680	1,710	1,860
Genre d'échappement	A valves variables.		A valves variables.	A valves variables.	A valves variables.
Disposition des cylindres	Extérieurs.		Extérieurs.	Extérieurs.	Extérieurs.
Diamètre des cylindres	0,380		0,360	0,380	0,400
Course des pistons	0,560		0,540	0,560	0.560
Disposition des tiroirs	Verticaux intérieurs.		Verticaux intérieurs.	Verticaux intérieurs.	*Id.*
Mouvement de distribution	Coulisse Stephenson.		Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.
Longueur des bielles motrices	1,375		1,750	1,375	2,070
Forme des bielles motrices	A fourche.		Simples droites.	A fourche.	Simples droites.
Mouvement des pompes	Par les excentriques.		Par les tiges de piston.	Par les excentriques.	Par les tiges de piston.
Diamètre des roues motrices à la surface de roulement	1,68		1,80	1,68	2,300
Diamètre des roues d'avant	1,00		1,20	1,00	1,350
Diamètre des roues d'arrière	1,00		1,10	1,00	Roue du milieu 1,200
Disposition de l'essieu d'arrière	Intérieur.		Extérieur.	Intérieurs.	Extérieur.
Ecartement des roues extrêmes	3,015		3,930	3,015	4,500
Genre de bâti ou longeron (fer ou bois)	Longerons en fer.		Longerons en fer.	Longerons en fer.	Longerons en fer.
Genre d'attelage	Cheville et crochets		Cheville et crochets.	Cheville et crochets.	Cheville et crochets.
	1 à 25	26 à 40			
Poids de la machine vide	20.540 kil.	19.195 kil.	20 375 kil.	20.540 kil.	21.000 kil.
Poids de la machine pleine	21.992	21.370	22.234	21.902	28.000
Répartition du poids sur les roues d'avant	7.075	6.088	8.943	7.075	10.500
Répartition du poids sur les roues du milieu	9.122	9.899	6.676	9.122	7 000
Répartition du poids sur les roues d'arrière	5.795	5.392	3.615	5.795	10.500

Suite du TABLEAU N° 1.

Numéros de la série	5e	6e	7e	8e	9e
Numéros d'ordre des machines	91 à 94.	0.1 à 0.10	0.11 à 0.20	0.21 à 0.32	0.33 à 0.42
	Mixtes.	à marchandises.	à marchandises.	à marchandises.	à marchandises.
	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.
Longueur intérieure du foyer	1,105	1,050	1.035	1,185	1,230
Largeur intérieure du foyer	0,942	0,914	0,904	0,950	0,950
Hauteur intérieure du foyer	1,420	1,413	1.414	1,470	1,470
Épaisseur des parois { de la plaque tubulaire	0,023	0,023	0.023	0.023	0,023
Épaisseur des parois { des autres parois	0,012	0,012	0.012	0,012	0,012
Nombre des tubes	143	143	143	166	166
Diamètre extérieur des tubes	0,049	0.049	0,049	0,049	0,049
Longueur des tubes	4,097	3,957	3.957	4,012	4,050
Surface de chauffe totale	89 m.q.	86 m.q.	85 m.q.	85 m.q.	87 m q.
Diamètre du corps cylindrique de la chaudière	1,196	1,023	1.180	1,256	1,256
Diamètre du corps cylindrique de la cheminée	0.400	0,400	0.400	0,400	0,400
Épaisseur de la tôle de la chaudière	0,011	0,011	0,010	0,011	0,011
Hauteur de la cheminée au-dessus de la chaudière	1,541	1,670	1,470	1,491	1,491
Genre d'échappement	A valves variables.	A valves variables.	A valves variables.	A valves variables.	A valves variables.
Disposition des cylindres	Intérieures inclinées	Intérieures inclinées	Intérieurs inclinés.	Intérieurs inclinés.	Intérieurs inclinés.
Diamètre des cylindres	0,420	0,380	0,380	0,420	0,420
Course des pistons	0,560	0,610	0,610	0,610	0,610
Disposition des tiroirs	Verticaux intérieurs.	Verticaux intérieurs.	Verticaux intérieurs.	Verticaux intérieurs.	Verticaux intérieurs.
Mouvement de distribution	Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.	Coulisse Stephenson.
Longueur des bielles motrices	1,400	1,550	1,550	1,550	1,550
Forme des bielles motrices	A fourche.	A fourche.	A fourche.	A fourche.	A fourche.
Mouvement des pompes	Par les excentriques.	Par les excentriques	Par les excentriques.	Par les excentriques.	Par les excentriques
Diam. des roues motrices à la surf. de roulement	1,68	1,42	1,42	1,42	1,42
Diamètre des roues d'avant. *Id.*	1,20	1,42	1,42	1,42	1,42
Diamètre des roues d'arrière. *Id.*	1,68	1,42	1,42	1,42	1,42
Disposition de l'essieu d'arrière	Intérieur.	Intérieur.	Intérieur.	Intérieur.	Intérieur.
Écartement des roues extrêmes	3,560	3,350	3,350	3,305	3,400
Genre de bâti ou longerons (fer ou bois)	Longerons en fer.	Longerons en fer.	Longerons en fer.	Longerons en fer.	Longerons en fer
Genre d'attelage	Cheville et crochets.	Cheville et crochets.	Cheville et crochets.	Cheville et crochets.	Cheville et crochets
Poids de la machine vide	21.846 kil.	22.032 kil.	20.459 kil.	21.922 kil.	22,055 kil.
Poids de la machine pleine	24.715	23.921	23.729	24.965	25,211
Répartition du poids sur les roues { d'avant	6.727	6.810	7.472	7.647	7,303
Répartition du poids sur les roues { du milieu	8.400	8.626	8.000	8.835	9,631
Répartition du poids sur les roues { d'arrière	9.588	8.485	8.257	8.500	8,277

TABLEAU N° 2. — *Tableau comparatif de la valeur des bandages de Low-Moor, pour machines, et tenders neufs et usés.*

Diamètre des roues.	Poids d'un bandage neuf brut.	Prix au kilogramme.	Prix du bandage brut.	Façon et pose.	Frais généraux admis à 50 p. 100 de la main-d'œuvre.	Valeur d'un bandage posé.	Poids d'un bandage usé.	Prix d'un kilogr.	Valeur du vieux bandage.	Prix d'un bandage neuf posé, déduction faite du vieux bandage.
m.	kil.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	kil.	fr.	fr.	fr.
2,30 (1)	560	1,00	560,00	23,09 (1)	23,56 (1)	606,65 (1)	300 (2)	0,26	78,00	528,65
1,80	400	0,92	368,00	33,66	16,84	418,50	252	»	65,52	352,98
1,68	375	0,92	345,00	33,66	16,84	395,50	245	»	63,70	331,80
1,42	310	0,92	285,20	33,08	16,54	334,82	210	»	54,60	280,22
1,35	295	0,92	271,15	33,05	16,52	320,72	200	»	52,00	268,72
1,20	246	0,82	201,72	33,00	16,50	251,22	172	»	44,72	206,50
1,10	225	0,74	166,50	24,68	12,34	203,52	126	»	32,76	170,76
1,00	205	0,74	151,70	24,68	12,34	188,72	110	»	28,60	160,12

(1) Les bandages de Crampton arrivent aux ateliers cintrés et soudés; ils pèsent environ 560 kilos à 1 fr. le kilo; c'est pourquoi ils coûtent moins de façon et de pose que les autres; il suit de là qu'on ne peut pas calculer les frais généraux à raison de 50 p. 100 de la main-d'œuvre; nous avons pris 50 p. 100 du chiffre qui résulterait de l'augmentation des frais de main-d'œuvre pour les bandages de $1^m,80$ proportionnellement au poids, soit de $47^f,12$.

(2) Le bandage, avant d'être posé, perd par l'alésage et le tournage à l'extérieur de quoi être réduit à environ 500 kilos; ce qui fait que la réduction pour l'usure à 300 kilos est d'environ 40 p. 100 du bandage posé.

TABLEAU N° 3. — *Bandages de locomotives.*

Dépréciation des bandages de locomotives par kilomètre parcouru en prenant pour base les moyennes des parcours des bandages depuis l'origine de l'exploitation jusqu'au 1er janvier 1855.

NATURE ET DIAMÈTRE DES ROUES.		CHARGES sur les roues. (Machines pleines.)	PARCOURS moyen en kilomètres.	DÉPENSE pour le remplacement du bandage. (Voir État n° 2.)	DÉPRÉCIATION du bandage par kilomètre parcouru.
		kil.	kilom.	fr.	fr.
Machines à voyageurs Crampton.					
Roues motrices.	2,30	10,500	101,820	528,65	0,00519
Roues d'avant.	1,35	10,500	43,283	268,72	0,00620
Roues du milieu. . . .	1,20	7,000	39,283	206,50	0,00526
Machines à voyageurs n°s 41 à 50.					
Roues motrices.	1,80	9,676	52,876	352,98	0,00667
Roues d'avant.	1,20	8,943	68,516	206,50	0,00301
Roues d'arrière. . . .	1,20	3,615	40,001	170,76	0,00425
Machines à voyageurs n°s 1 à 40. — 51 à 78.					
		moyennes			
Roues motrices.	1,68	9,280	58,930	331,80	0,00563
Roues d'avant.	1,00	6,880	50,362	160,12	0,00317
Roues d'arrière.	1,00	5,720	44,208	160,12	0,00362
Machines mixtes n°s 91 à 94.					
Roues motrices (milieu).	1,68	8,400	50,000	331,80	0,00663
Roues d'avant.	1,20	6,727	49,811	206,50	0,00414
Roues d'arrière.	1,68	9,588	50,000	331,80	0,00663
Machines à marchandises n°s 0,1 à 0,42.					
		moyennes sur les motrices			
Roues accouplées. . . .	1,42	8,773	47,997	280,22	0,00580

TABLEAU N° 4. — *Prix de revient de diverses pièces de locomotives.*

SÉRIES des machines.	Coussinets de grosse tête de bielle.	Coussinets de petite tête de bielle.	COUSSINET DE BOITE A GRAISSE.			PISTONS en fer.	Prix d'un cylindre alésé avec son fond et couvercle.	ESSIEUX MOTEURS		PRIX d'un tube.	ROUES MONTÉES			Observations.
			Motrice.	Avant.	Arrière.			coudés ajustés.	droits ajustés.		Milieu.	Avant.	Arrière.	
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	
1 à 25	47	22	69	71	71	293	800	»	330	33,89	3.400	1.252	1.252	
26 à 40	47	22	69	71	71	293	800	»	330	33,89	3.400	1.252	1.252	
41 à 50	62	22	69	71	71	293	800	»	330	27,60	3.600	1.252	1.252	
51 à 53	47	22	69	71	71	293	800	»	330	33,89	3.400	1.252	1.252	
54 à 78	62	22	69	71	71	293	800	»	330	33,89	3.400	1.252	1.252	
79 à 90	105	26	151	106	milieu 80	302	700	»	380	31,22	2.200	2.600	8.000 (a)	
91 à 100	151	26	67	84	61	302	850	2.200	»	36,63	5.650	2.000	3.400	(b)
0,1 à 0,10	135	26	67	79	79	293	650	2.148	»	34,38	5.250	2.750	2.750	
0,11 à 0,20	135	26	67	79	79	293	750	2.300	»	34,38	5.620	2.750	2.750	
0,21 à 0,32	135	26	67	79	79	302	750	2.200	»	35,78	5.520	2.750	2.750	
0,83 à 0,42	151	26	67	79	79	302	750	2.320	»	36,12 (c)	5.640	2.750	2.750	

(a) Diamètre : 2m,30

(b) On admet pour les essieux coudés le prix de 4 francs par kilogramme ajusté.

(c) Les prix des tubes sont calculés à 2f,75 le kilogramme, non pesés.

INVENTAIRE

Des machines à marchandises de la compagnie de...

N° 0,27.

Date de la mise en service, 3 juin 1852.
Nombre de kilomètres parcourus jusqu'au 1er janvier 1853, 29.081.
Portée sur l'état des machines sous le n° 0,27.

Observations.	Dépréciation évaluée en argent.
Depuis le 1er janvier 1853, on a remplacé l'un des pistons en fonte par un piston en fer et laissé sur les trois essieux une épaisseur de 0m,27 de bandage usé comme faux cercle.	fr. c.
Foyer (1) :	
Dépréciation due à des causes étrangères à l'usure régulière par le travail. . . 0.00108 × 29.081 = 31f,40 ; Dépréciation due à l'usure. . 0.0084 × 29.081 = 244f,28 } 275f,68	275,68

Bandages (2) :

	Diamètre.	Parcours en kilom.	Dépréciation des deux bandages.	
	mètre.			fr.
d'avant.	1,42	22.966	2 × 0.00584 × 22.966	268,25
du milieu. . . .	1,42	22.966	2 × 0.00584 × 22.966	268,25
d'arrière. . . .	1,42	22.966	2 × 0.00584 × 22.966	268,25
				804,75

(Bandages)	804,75
Mécanisme :	
La machine est entrée aux ateliers le 14 mars 1853 ; elle avait parcouru jusqu'au 31 décembre 1852 29.081 kilomètres, et du 1er janvier au 14 mars 1853 7.241 kilomètres.	
On a alésé les cylindres, ce qui a donné lieu à une dépense de 35 francs, laquelle, répartie entre les parcours de 29.081 et 7.241 kilomètres, donne pour le premier une part afférente de	28,02
Châssis, support, roues, essieux :	
Remplacement d'une boîte à graisse en fonte par une boîte en fer. Nous n'avons pas à nous occuper de la boîte en fer, puisque le remplacement n'a eu lieu qu'après le 14 mars 1853, mais simplement de la boîte en fonte dont le remplacement aurait coûté 80 fr. à répartir entre les parcours de 29.081 et 7.241 kilomètres comme ci-dessus. La part de dépense afférente aux 29.081 kilomètres ressort à.	69,55
Dépréciation de l'essieu coudé moteur.	671,20
Couverture en tôle de la chaudière :	
A déduire pour 0,97 dixièmes de la durée totale d'une couverture en tôle, 0,97 × 45.	43,65
Boiserie :	
Néant.	
Peinture :	
A déduire pour 2,90 dixièmes d'une peinture, 2,90 × 13. . . .	37,70
Total.	1.930,55

Paris, le 17 avril 1856.

L'ingénieur en chef chargé de l'expertise.

(1) La dépréciation étant calculée d'après le travail de l'ensemble du foyer, il n'a pas été possible d'indiquer celle de chacune des parois.

(2) La dépréciation étant calculée d'après le travail de l'essieu, il n'a pas été possible de faire connaître l'usure du bandage de chacune des roues, ce qu'il eût fallu faire si l'on avait procédé par mesure directe.

CHAPITRE II.

TENDERS.

1° Description.

Ainsi que pour les machines, nous avons adopté la forme synoptique.

Le tableau n° 5 contient la description des tenders en activité de service au 31 décembre 1832 ; il indique :

1° Les dimensions essentielles des principaux organes, ainsi que les capacités pour l'approvisionnement d'eau et de combustible ;

2° Le système des freins ;

3° Le mode d'attelage ;

4° Le genre de raccordement avec les tuyaux conduisant l'eau dans les machines.

Les dispositions des tenders est telle que l'un d'eux peut être adapté à l'une quelconque des machines ; c'est pourquoi ces véhicules ne portent pas de numéros correspondant à ceux des locomotives.

2° Estimation.

Eu égard à la détérioration, les organes des tenders ont été, comme ceux des locomotives, divisés en deux catégories ; les uns se dégradent par le travail, les autres plutôt par la durée.

La première catégorie comprend :

Les bandages des roues ;

Les freins ;

L'appareil d'attelage ;

Les supports, roues, essieux, plaques de garde ;

Les châssis, les boîtes à graisse.

Nous rangeons dans la seconde :

Les caisses à eau ;

La peinture.

§ Ier. — Organes qui s'usent par le travail du tender.

Bandages.

Nous avons appliqué aux bandages des tenders les mêmes principes qu'à ceux des locomotives; il est inutile d'y revenir.

Ces voitures ont quatre roues égales; pour les tenders nos 1 à 120 le diamètre des roues est de 1 mètre; il est de 1m,20 pour les autres, c'est-à-dire pour les tenders contenant 6 mètres cubes d'eau et servant aux machines Crampton.

Nous avons établi séparément le coefficient de l'usure kilométrique pour les deux espèces de bandages correspondant aux diamètres de 1 mètre et de 1m,20.

Le tableau no 2 (lignes 6 et 8) nous avait donné la valeur du remplacement de chacune des espèces.

Les parcours kilométriques relevés très-exactement figuraient sur un tableau qu'il est inutile de reproduire ici; nous en avons déduit les parcours moyens.

Le tableau no 6, qui résulte de la combinaison du prix du remplacement et du parcours moyen, donne les coefficients de la détérioration kilométrique.

Ces coefficients appliqués à chacun des bandages, dont nous connaissions les parcours au 31 décembre 1852, en ont fait connaître la détérioration à cette époque.

L'épaisseur des bandages de tender, prise au milieu de la surface de roulement, était de 0m,05; on rebutait ces pièces, comme pour les machines, quand elles étaient réduites à 0m,025 sans avoir subi d'autres avaries que celles dues au frottement contre les rails.

Nous avons mesuré l'épaisseur d'un certain nombre de bandages de tenders rebutés; pour ceux qui avaient

servi sans faux cercle, elle variait entre 0m,030 et 0m,033; un seul avait 0m,035, et pour les roues avec faux cercles, l'épaisseur des bandages rebutés était généralement de 0m,025.

L'usure des bandages est habituellement, toutes choses égales d'ailleurs, plus forte aux tenders qu'aux machines, à cause du frottement de glissement sur les rails quand les freins sont serrés.

Freins.

Il en est des freins comme du mécanisme des locomotives; on ne peut les apprécier que dans leur ensemble, par l'inspection des pièces, par les renseignements à prendre auprès du mécanicien et du chef de dépôt.

Ce mode d'appréciation étant impossible quand il faut se reporter à plusieurs années en arrière, nous avons dû procéder par des moyens indirects.

Deux méthodes se présentaient :

1° Considérer en bon état de service tout frein qui n'avait pas été retouché dans les ateliers du 1er décembre 1852 au 31 mars 1853, et pour ceux qui avaient subi des réparations, retrancher de la valeur du frein celle des pièces que, d'après les livres d'ateliers, on avait remplacées pour cause d'usure;

2° Ou bien, connaissant le prix des freins et leur durée moyenne, procéder par dixièmes, en défalquant autant de dixièmes du prix qu'il s'était écoulé de dixièmes de la durée depuis le dernier changement de l'appareil jusqu'au 1er janvier 1853.

Ce dernier procédé, qui était le plus simple, n'a pu être employé parce qu'on ne connaissait pas encore la durée moyenne d'un frein. Les réparations qu'ils exigent sont si peu nombreuses qu'on n'avait pas même alors,

aux ateliers, un approvisionnement complet de pièces de rechange.

La vis de serrage et les petites glissières servant de guides aux porte-sabots étaient les seules pièces qu'on eût à remplacer de temps en temps.

Nous avons donc fait usage du premier des deux moyens d'évaluation, admettant comme ayant été en bon état de service tout frein qui n'avait pas subi de réparation aux ateliers, du 1er décembre 1852 au 31 mars 1853.

Appareils d'attelage.

Ces appareils consistent dans la barre d'attelage qui est liée à la machine par le moyen d'un goujon en fer, et dans le mécanisme du serrage agissant sur des tampons amenés au contact de la locomotive par un mécanisme particulier.

Nous avons regardé comme ayant été en bon état de service tous ceux de ces appareils qui ne figuraient pas sur les livres d'ateliers du 1er décembre 1852 au 31 mars 1853.

Supports, roues essieux, plaques de garde.

Pour les supports, roues, essieux, plaques de garde, nous avons adopté les principes énoncés quand nous avons apprécié la détérioration de ces organes au chapitre des locomotives; nous nous y référons.

Châssis et boîtes à graisse.

Nous n'avons pas eu à établir de dépréciation pour ces organes, dont on considérait la durée comme à peu près illimitée.

Tuyaux de communication du tender avec la chaudière.

C'est également aux livres d'ateliers que nous avons eu recours pour estimer la dépréciation des rotules et des tuyaux de communication, faisant usage, comme pour les organes dénommés ci-dessus, du tableau n° 7, qui donne les prix du remplacement.

§ II. — **Organes qui se détériorent par la durée plutôt que par l'effet du travail.**

Les chiffres de la dépréciation ont été obtenus suivant les principes établis ci-dessus pour les organes de la même catégorie des locomotives. Nous nous y référons (page 511).

Le prix du remplacement d'une caisse à eau contenant 5 mètres cubes était fixé à 1.892 fr., pour celles de 6 mètres cubes à 2.272 fr. Caisses à eau.

La durée moyenne était estimée à quinze ans.

Nous avons regardé comme neuve toute caisse à eau qui, au 1er janvier 1853, n'avait eu que six mois de service ; pour les autres, nous avons procédé par dixièmes, à raison de 189f,20 pour la première grandeur, et de 227f,20 pour la seconde.

On donne aux tenders, pour les peindre complétement, cinq couches au prix total de 120 fr. Peinture.

La durée moyenne actuelle d'une peinture est d'environ trente mois ; nous avons adopté trente-six mois, parce que dans l'origine les tenders étaient moins fatigués qu'ils l'ont été plus tard. Cette durée doit varier nécessairement, suivant la proportion entre les nombres des tenders et des machines locomotives.

Les détails dans lesquels nous venons d'entrer prouvent que dans l'appréciation des tenders, nous avons fait usage des principes appliqués aux organes similaires des machines.

Le résultat de notre travail a été inséré dans 127 feuilles d'inventaire semblables à celle que nous joignons à cette publication.

En résumant ces feuilles, nous avons trouvé les chiffres consignés au tableau ci-après :

TENDERS. Numéros par séries. (1)	Usage. (2)	NOMS des constructeurs. (3)	Prix d'achat moyen d'un tender de chacune des séries. (4)	Dépense par série pour l'achat des tenders. (5)	Moins-values par série de tenders d'après les feuilles d'inventaire. (6)	Diminution p. 100 de la valeur d'achat. (7)	Année de la mise en service. (8)
			fr.	fr.	fr.		
1 à 25	(a)	Graffenstaden.	11.008	275.212	10.758,90	3,91	1849 à 1852
26 à 40	(a)	Cail et Cᵉ. . .	11.781	176.715	14.497,55	8,20	1849
41 à 50	(a)	Graffenstaden.	10.968	109.685	7.472,75	6,81	1849 à 1850
51 à 53	(a)	Molteau	8.682	26.046	1.278,18	4,90	1851
54 à 78	(a)	Cail et Cᵉ. . .	11.835	295.872	39.397,40	13,31	1849
79 à 100	(a)	Le Creusot. . .	9.560	210.318	12.052,19	5,73	1851 à 1852
101 à 120	(a)	Gouin et Cᵉ. .	9.677	193.549	2.832,55	1,47	1852
121 à 127	(b)	Graffenstaden.	11.404	79.827	564,60	0,70	1852
127 tend.				1.367.223	88.874,03	6,50	

(a) Pour trains de voyageurs et de marchandises.
(b) Pour trains de voyageurs grande vitesse.

Au 31 décembre 1852, les tenders offraient une dépréciation d'environ 6,5 p. 100 sur la valeur d'achat.

TABLEAU N° 5. — *Description des tenders en service au 1er janvier 1853.*

Numéro de la série	1	2	3	4	OBSERVATIONS.
Numéros d'ordre des tenders	1 à 25	26 à 40	41 à 50	51 à 53	
Capacité de la caisse à eau	5 mètres cubes	5 mètres cubes	5 mètres cubes	5 mètres cubes	(a)
Capacité de la chambre à coke	3 1/2 mètres cubes	3 1/2 mètres cubes	3 1/2 mètres cubes	3 1/2 mètres cubes	
Epaisseur de la tôle de la caisse à eau	Fonds 5 millimètres, côtés 4 mill.	Fond 5 millimètres, côtés 4 millim.	Fond 5 millimètres, côtés 4 millim.	Fond 5 millimètres, côtés 4 millim.	
Caisson d'arrière	En tôle	En tôle	En tôle	En tôle	(b)
Caisses à outils (nombre et matière)	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	
Nature du châssis	En bois et tôle	En bois et tôle	En bois et tôle	En bois et tôle	
Mode d'attelage	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	
Nombre d'essieux	2	2	2	2	(c)
	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	
Longueur des fusées	0,190	0,190	0,190	0,190	
Diamètre des fusées	0,090	0,090	0,090	0,090	
Diamètre des roues à la surface de roulement	1,000	1,000	1,000	1,000	
Epaisseur des bandages à l'extérieur (neufs)	0,050	0,050	0,050	0,050	
Ecartement des roues extrêmes	2,500	2,500	2,500	2,500	
Système du frein	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	
Genre de raccordement des tuyaux	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	
Poids du tender vide avec sa caisse	8.260	8.580	8.256	8.200	(d)
Poids du tender plein (charge moyenne)	13.060	13.380	13.056	13.000	(e)

(a) Les chambres à coke de tenders nos 1 à 78 ont $2^{m},80$ de long sur $1^{m},19$ de large, et $1^{m},05$ de haut; celles des tenders nos 79 à 127, $2^{m},10$ sur $1^{m},19$ et $1^{m},05$. On peut charger comble sur les premiers jusqu'à 3.000 kil., sur les autres jusqu'à 4.000 kil.

(b) Ces caisses pèsent 220 kil. pour les tenders à 5 mètres cubes. 237 kil. pour ceux de 6 mètres cubes d'eau.

(c) Poids des essieux montés : avec roues de 1^{m} de diam. 1.124 k. ; avec roues de $1^{m},20$ — 1.490 k.

(d) Le tender n° 1 pesait 8.712 kil. On a fait réduire le poids des autres.

(e) La charge en coke est d'environ 2.500 kil. pour les petits tenders, 3.000 kil. pour les grands. Ici l'on admet la charge moyenne, c'est-à-dire 1.500 kil. et 1.800 kil. de coke et 3 mètres cubes d'eau pour les tenders cubant 5 mètres et 4 mètres cubes d'eau pour ceux qui peuvent en former 6. L'outillage pèse en moyenne 300 kil.

Suite du tableau n° 5.

Numéro de la série	5	6	7	8	OBSERVATIONS.
Numéros d'ordre des tenders	54 à 78	79 à 100	10 à 120	121 à 127	
Capacité de la caisse à eau	5 mètres cubes	6 mètres cubes	6 mètres cubes	6 mètres cubes	(a)
Capacité de la chambre à coke	3 1/2 mètres cubes.	4 mètres cubes	4 mètres cubes	4 mètres cubes	
Epaisseur de la tôle de la caisse à eau	Fond 5 millimètres, côtés 4 millim.	Fond 5 1/2 millim., côtés 4 1/2 millim.	Fond 5 1/2 millim., côtés 4 1/2 millim.	Fond 5 1/2 millim., côtés 4 1/2 millim.	
Caisson d'arrière	En tôle	En tôle	En tôle	En tôle	
Caisses à outils (nombre et matière)	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	4 caisses en tôle	
Nature du châssis	En bois et tôle	En fer et tôle	En fer et tôle	En fer et tôle	
Mode d'attelage	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	A cheville fixe et à ressort.	
Nombre d'essieux	2	2	2	2	
	mèt.	mèt.	mèt.	mèt.	
Longueur des fusées	0,190	0,190	0,190	0,240	
Diamètre des fusées	0,090	0,090	0,090	0,130	
Diamètre des roues à la surface de roulement	1,000	1,000	1,000	1,200	
Epaisseur des bandages à l'extérieur (neufs)	0,050	0,050	0,050	0,050	
Ecartement des roues extrêmes	2,500	2,500	2,500	2,500	
Système du frein	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	4 sabots à glissières avec un seul arbre.	
Genre de raccordement des tuyaux	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	A rotule en cuivre.	
Poids du tender vide avec sa caisse	8.620	8.413	8.520	10.067	
Poids du tender plein (charge moyenne)	13.420	14.513	14.020	16.157	

(a) *Voir* les notes qui sont placées au bas de la page précédente.

TABLEAU N° 6. — *Dépréciation des bandages de tenders par kilomètre parcouru, en prenant pour base la moyenne des parcours des bandages des tenders depuis l'origine du chemin jusqu'au 1er janvier 1855.*

NATURE et diamètre des roues.	CHARGES moyennes sur les essieux.	PARCOURS moyens des bandages en kilomètres.	DÉPENSE pour le remplacement d'un bandage (V. État n° 2).	DÉPRÉCIATION du bandage par kilomètre parcouru.
	kilog.	kilom.	fr.	fr.
1^m^,00 avant. . . . / 1^m^,00 arrière. . .	6.790	50.454	160,12	0,00317
1^m^,20 avant. . . . / 1^m^,20 arrière. . .	8.080	47.863	206,50	0,00431

Il n'a pas été possible d'établir un coefficient distinct pour l'usure des bandages d'avant et des bandages d'arrière, parce que dans les remplacements d'essieux on les met indistinctement à l'avant ou à l'arrière du tender. Les chiffres de la seconde colonne sont arrondis.

TABLEAU N° 7. — *Prix de revient de diverses pièces de tender.*

SÉRIE du tender.	Coussinets de boîtes à graisse.	Barre d'attelage et son boulon.	VIS DE SERRAGE. Tampon d'avant.	VIS DE SERRAGE. Freins.	Partie de rotule de la prise d'eau.	Tuyau de prise d'eau.
	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.	fr.
A cinq tonnes. . .	26	50	15	20	36	50
A grande vitesse.	54					

INVENTAIRE

Des tenders à 5 mètres cubes de la compagnie de...

N° 2.

Date de la mise en service, avril 1849.

Kilomètres parcourus jusqu'au 1er janvier 1853, 99.900.

Observations.

Les vieux bandages ont été laissés aux deux paires de roues comme faux cercles.

Dépréciation évaluée en argent : fr. c.

Bandages	Diamètre.	Parcours en kilom.	Dépréciation des deux bandages.	
	mètre			fr.
d'avant. . . .	1	10.457	$2 \times 10.457 \times 0.00317$	66,31
d'arrière. . .	1	9.472	$2 \times 9.472 \times 0.00317$	60,04
				126,35

Dépréciation des bandages : 126,35

Freins. — En bon état de service.

Appareil d'attelage.
Tuyaux de communication avec la machine.
Suspension, plaques de garde.
Roues, essieux.
} En bon état de service.

Caisses à eau. — A déduire 2,44 dixièmes pour service effectué $2{,}44 \times 189{,}2$. 461,05

Boîtes à graisse.
Châssis.
} En bon état de service.

Peinture. — A déduire une peinture entière. 120,60

Total. 708,00

Paris, le 10 février 1857.

L'ingénieur en chef chargé de l'expertise du matériel roulant.

CHAPITRE III.

VOITURES A VOYAGEURS.

1° Description.

Un tableau synoptique (n° 8) contient la description des voitures de voyageurs en activité de service au 31 décembre 1852.

Divisé en 27 colonnes, il fait connaître :

La nature et le nombre des voitures ;

Le nombre des compartiments de chacun des véhicules, ainsi que les dimensions intérieures, celles des portes, des banquettes ;

Les nombres des places dans chacun des types de voitures ;

Les dimensions extérieures des caisses et le poids des véhicules ;

Les dimensions des tampons, le nombre et la nature des ressorts de suspension, de choc et de traction ;

Les noms des fabricants, les prix des voitures et les époques de livraison.

Nous n'ajouterons ici aucun autre détail descriptif.

2° Estimation.

Ainsi que pour le matériel de la traction, nous avons divisé les organes du matériel de transport en deux classes ; les uns se détériorent par le travail, les autres sont plutôt affectés par la durée.

Dans la première catégorie, nous avons mis les bandages, les roues, les essieux, les boîtes à graisse, les coussinets, les plaques de garde, les ressorts de

suspension, ceux de choc et de traction, les freins, les tenders.

La seconde renferme les caisses, les panneaux des voitures, les couvertures, les garnitures intérieures, les coussins des banquettes, les tapis de pied, les peintures extérieures et intérieures.

Pour la première, nous avons établi des coefficients de détérioration; pour les autres, nous avons cherché la durée moyenne de la chose et la durée effective de chacune de celles qu'il s'agissait d'apprécier, en se rapportant au 31 décembre 1852.

Nos méthodes ont été les mêmes, seulement nous avons eu moins de facilité :

Parce que dès le milieu de 1852, le service du matériel avait cessé de tenir les registres du parcours des voitures et des essieux, et parce que les ateliers de réparation n'avaient pas de compte ouvert à chacun des véhicules, mais seulement à chacune des catégories de voitures. Il en est résulté qu'il nous a fallu également procéder par séries.

En ce qui concerne les parcours, le service du mouvement nous a fourni les chiffres des trajets kilométriques effectués par les trains de voyageurs et de marchandises depuis 1849 jusques et y compris 1852, ainsi que la composition des trains jusqu'en 1853 inclusivement.

Quant aux trains de ballastage, nous n'en avons eu lés chiffres de parcours qu'approximativement, par les entrepreneurs de la construction et par le service de la voie qui, jusqu'au jour du traité conclu avec l'ingénieur en chef de la traction, avaient été successivement chargés des transports du ballast.

On nous a donné le nombre des mètres cubes de ballast transportés et les distances moyennes du trajet.

La charge moyenne du wagon étant estimée 4 mètres cubes, nous en avons conclu le nombre des voitures employées à ce transport. Nous connaissions aussi la composition moyenne des trains de ballastage.

Comme il est admis que les trains de sable revenant à vide et étant astreints à beaucoup allonger leur parcours afin de prendre le mouvement dans le sens de la voie, font moyennement un parcours quadruple du trajet utile, nous avons pu déterminer approximativement le parcours total des wagons employés au ballastage.

§ Ier. — Organes qui s'usent par le travail des voitures.

Bandages (1).

Parmi ces organes, les bandages seuls nous offrent la possibilité d'établir une loi de détérioration.

Les essieux, roues et bandages étant les mêmes pour tout le matériel du transport, on emploie indifféremment une paire de roues montées quelconque pour telle voiture à voyageurs que ce soit, ou pour un wagon à marchandises de l'une quelconque des séries indiquées sur l'état n° 11, et même des voitures à ballast.

Il s'ensuit que tout ce que nous dirons pour les bandages s'applique à l'ensemble du matériel de transport, et nous trouverons le chiffre correspondant à la diminution de valeur de tous les bandages, si nous connaissons :

1° Le coefficient de la détérioration kilométrique de ces organes;

2° Le parcours kilométrique de toutes les roues

(1) Les essieux montés servant indifféremment pour les voitures à voyageurs, pour les wagons à marchandises et à ballastage, cet article sera commun aux chap. III et IV.

depuis l'origine de l'exploitation jusqu'au 1er janvier 1852.

Ce mode de procéder suppose que les mêmes bandages ont servi de 1849 à 1852, que dans cet intervalle il n'y a pas eu de remplacement; supposition très-admissible, puisque les livres d'ateliers ne mentionnent aucun remplacement jusqu'à la fin de 1852. Nous ne trouvons que 41 bandages remplacés en 1853, et 196 en 1854, quand les bandages avaient beaucoup servi et quand le nombre des essieux montés était beaucoup plus considérable qu'à la fin de 1852, époque à laquelle on comptait 6.388 paires de roues montées.

Cherchons à connaître ces deux éléments :

Les roues des voitures de transport ont 1 mètre de diamètre moyen; dans l'origine, les bandages qui provenaient tous de Low-Moor avaient $0^m,040$ d'épaisseur et $0^m,92$ de diamètre intérieur; ils pesaient 140 kilogrammes.

Disons en passant que l'épaisseur des bandages a été successivement portée à $0^m,045$, $0^m,050$ et même $0^m,060$. Aujourd'hui on adopte $0^m,055$ pour cette épaisseur.

Détermination du coefficient de la détérioration de bandages.

Quel a été le parcours total de ces bandages?

Jusqu'au mois de juin 1852, le service de la traction tenait des registres du parcours de tous les essieux et de tous les véhicules. Quand un essieu monté était mis en service on en prenait le poids, on le pesait une seconde fois quand il était mis sur le tour, et une troisième fois quand il était enlevé du tour pour rentrer en service. Ces différences de poids provenant uniquement du déchet sur les deux bandages, on peut encore constater aujourd'hui, d'après les registres, à quels parcours correspondent les diminutions des bandages en poids et par conséquent en épaisseur.

Aujourd'hui un bandage de $0^{m},06$ est mis cinq fois sur le tour; il est remplacé après un sixième parcours; nous avons lieu de croire que les bandages de Low-Moor étaient tournés quatre fois, et rebutés après un cinquième parcours, quand ils avaient environ $0^{m},018$ d'épaisseur.

Les registres faisant connaître les réparations et parcours des bandages, contiennent le détail de 306 paires de roues, soit 612 bandages sur lesquels nous avons opéré; le détail des chiffres a été consigné sur un état n° 9 ci-après, offrant le résumé du registre des changements d'essieux des voitures de 1849 à 1852.

Les 306 paires de roues, pesant originairement 196.149 kilogrammes, avaient perdu, après un parcours de 14.445.734 kilomètres, 2.508 kilogrammes, quand elles ont été mises sur le tour; c'est par bandage une perte totale de $\frac{2.508}{612} = 4^{k},098$, et par kilomètre parcouru une détérioration de $\frac{2.508.000}{14.445.734} =$ $0^{g}1736$, soit par bandage $0^{g},0868$.

Cette perte est le résultat d'une usure figurant sur le bandage une dépression semblable à une gorge de poulie qui commence à la base du boudin de la roue et dont la largeur est d'environ 7 à 8 centimètres quand le champignon du rail a 6 centimètres de largeur.

Ces mêmes roues, après avoir été tournées, ont perdu 5.385 kilog., soit par bandage $\frac{5.385}{612} = 8^{k},799$, et par kilomètre parcouru $\frac{5.385.000}{14.445.734} = 0^{g},3727$, soit par bandage $0^{g},1863$.

D'après cela, les 306 paires de roues, quand elles ont été remises en service après réparation, avaient

perdu, pour un parcours de 14.445.734 kilomètres, $2.508^k + 5.385^k = 7.893^k$, soit par bandage $\frac{7.893}{612} = 12^k,897$, et par kilomètre parcouru et par paire de roues $\frac{7.893}{14.445.734} = 0^g,5463$, soit par bandage $0^g,2731$.

Le parcours moyen du bandage a été $\frac{14.445.734}{306} = 47.208$ kil.

Parmi ces 306 paires de roues, il en est 26 qui ont été remises une seconde fois sur le tour.

Elles pesaient à l'origine du second service 16.036^k, et après un parcours de 1.344.125 kilom., elles avaient perdu 233 kilog., soit par bandage $\frac{233}{52} = 4^k.480$.

La paire de roues avait perdu en moyenne par kilomètre $\frac{233.000}{1.344.125} = 0^g,17\dot{3}3$, soit par bandage $0^g,0866$.

Après réparation sur le tour, ces 26 paires de roues avaient perdu 544 kilog., soit par bandage $\frac{544}{52} = 10^k,461$.

Comparée au parcours, cette perte est, par kilomètre et par paire de roues, $\frac{544}{1.344.125} = 0^g,4047$, soit par bandage $0^g,2023$.

Ainsi, quand elles ont été remises en service, les 26 paires de roues avaient perdu $233^k + 544^k = 777^k$, soit par bandage $\frac{777}{52} = 14^k,942$; la paire de roues avait donc perdu par kilomètre parcouru $\frac{777.000}{1.344.125} = 0^g,5780$, et le bandage $0^g,2890$.

Le parcours moyen avait été de $\frac{1.344.125}{26} = 51.697^k$.

Il résulte de là :

1° Que dans un second service, les bandages de roues n'avaient pas perdu sensiblement, par kilomètre parcouru, plus qu'au premier service; le premier a donné $0^g,2731$; le second $0^g,2890$. Ce léger excédant de $0^g,0159$ peut être justifié d'ailleurs par un excédant du parcours moyen de 51.697 sur 47.208 kilomètres. On conçoit en effet que, toutes choses égales d'ailleurs, les déformations de la roue, quand elles sont un peu fortement accentuées, augmentent après un long parcours plus que ne le donnerait la proportion kilométrique, et qu'alors il faut enlever une plus grande épaisseur au tour pour ramener la rotondité du bandage;

2° Qu'en diminuant d'épaisseur, les bandages des voitures et wagons ne subissaient pas l'effet de l'écrasement comme ceux des machines et des tenders, mais qu'ils étaient simplement affectés par le frottement contre les rails.

Cette conclusion pourrait bien n'être plus exacte aujourd'hui que la charge sur les bandages a si fortement augmenté.

Prenant la moyenne des deux coefficients de la détérioration kilométrique ci-dessus $\frac{0,2731 + 0,2890}{2} =$ $0^g,2810$, nous pourrons adopter ce chiffre pour le coefficient de la détérioration en poids d'un bandage par kilomètre parcouru.

Reste à trouver les nombres de kilomètres parcourus par toutes les roues des voitures de transport figurant sur les états n°s 8 et 11.

L'état n° 9 nous fait connaître le parcours des trains de voyageurs, de marchandises et de ballastage.

Nous connaissons aussi la composition moyenne des trains de marchandises et de voyageurs.

Connaissant le parcours et la composition des trains, nous en concluons les parcours des voitures à voyageurs et à marchandises.

C'est ainsi que nous avons obtenu les parcours de toutes les voitures de transport depuis 1849 à 1852 :

Pour les voitures à voyageurs à.	32.532.197 kilom.
Pour les wagons à marchandises à.	36.047.028
Pour les wagons à ballastage à.	1.486.892
Total du parcours de toutes les voitures.	70.066.117

Et comme c'étaient des voitures à quatre roues, les bandages avaient effectué de 1849 à 1852 un parcours quadruple, c'est-à-dire 280.264.468 kilomètres.

Tel était le chiffre à multiplier par le coefficient $0^{g},2810$ pour connaître la dépréciation en poids des bandages du matériel de transport, pendant l'exploitation du chemin de fer jusqu'au 31 décembre 1852.

$$280.264.468 \times 0^{g},281 = 78.754 \text{ kilog.}$$

Il nous restait à déterminer la valeur argent de ce produit, et pour cela nous devions connaître la valeur du kilogramme de bandage à remplacer.

	fr.
Le poids des bandages neufs de Low-Moor de $0^{m},04$ d'épaisseur était 140 kilog.; ils coûtaient $0^{f},69$ le kilog., soit pour un bandage	96,60
Les façon et pose revenaient par bandage à.	17.85
Frais généraux, 25 p. 100.	28,61
Prix total du bandage remplacé.	143,06
dont à déduire la valeur du vieux bandage (1).	20,28
Prix net du remplacement d'un bandage.	122,78

(1) Le vieux bandage réduit à $0^{m},018$ d'épaisseur à la surface de roulement pèse environ 78 kilog. à $0^{f},26$ le kilog.; il vaut donc $20^{f},28$. Le millimètre d'épaisseur pris sur toute la surface extérieure, boudin compris, pèse 3 kilog.

On peut dire que ce prix représente la valeur de 62 kilog. de différence entre le bandage neuf et le bandage usé; par conséquent, le kilogramme de bandage à user vaut $1^f,98$, et le millimètre d'épaisseur de bandage $3 \times 1^f,98 = 5^f,94$.

Appliquant ce chiffre, nous trouvons que la détérioration des bandages, depuis l'origine de l'exploitation jusqu'à la fin de 1852, est représentée par une somme de 155.933 fr.

Comme les 12.776 bandages neufs alors en service avaient coûté 1.234.162 fr., c'était sur ce chapitre une détérioration de 12,6 p. 100.

Freins.

Nous dirons des freins des voitures ce qui a été dit de ceux des tenders (chap. II, page 523). Les seules parties qui s'usent et demandent à être remplacées sont les glissières, les bielles et les tourillons de l'arbre transversal.

Nous ne parlons pas des sabots, dont le remplacement peut passer inaperçu dans un travail d'estimation comme celui dont il s'agit.

Et nous avons regardé comme ayant été en bon état de service tout frein qui n'avait pas donné lieu à réparation du 1er décembre 1852 au 31 décembre 1853.

Roues et essieux.

La détérioration des roues et essieux pour cause d'usure est tellement faible dans l'état actuel de la fabrication du matériel des chemins de fer, que nous avons pu regarder comme neufs tous les essieux montés (non compris les bandages) qui se trouvaient en service au 1er janvier 1853.

Boîtes à graisse et coussinets.

Il en est de même des boîtes à graisse qui cassent quelquefois, mais ne s'usent pas assez pour que la détérioration puisse en être évaluée.

Mais il en est autrement des coussinets que l'on change au fur et à mesure que leur amincissement l'exige.

	fr.
Les coussinets des roues à petites fusées pèsent en moyenne 1k,37 et coûtaient 6f,30 la pièce; plus 0f,50 de main-d'œuvre (1); en tout	6,80
A quoi il faut ajouter 25 p. 100 pour frais généraux.	1,70
Total	8,50
dont à déduire la valeur du vieux coussinet	2,90
Reste net	5,60

pour prix du remplacement d'un coussinet.

On peut les admettre comme étant usés moyennement à moitié du service qu'on en exige.

Plaques de garde.

Nous avons regardé comme étant en bon état de service toutes les plaques de garde des voitures à voyageurs, ainsi que nous l'avons fait pour les machines et les tenders, et nous n'avons porté en compte aucune détérioration pour ces organes.

Ressorts de suspension de choc et de traction.

Les ressorts se détériorent par le travail de deux manières, soit parce qu'une ou plusieurs lames viennent à se casser, soit parce que l'ensemble se décintrant perd de son élasticité.

Les lames cassées étant de suite remplacées, les ressorts décintrés ou affaiblis étant aussitôt retirés du service, nous n'avons pas eu à apprécier ce genre de

(1) Un homme peut changer les coussinets de deux voitures par jour; si nous admettons le prix de la journée 4 fr., ce serait par coussinet $\frac{4}{8} = 0^{f},50$.

Le vieux coussinet pèse moyennement 1f,07 à 2f,70 le kilog., soit 2f,90 la pièce.

détérioration ; on peut admettre d'ailleurs, dans ces conditions de service, qu'au jour de la liquidation du traité, il se trouverait aux voitures tout autant de ressorts légèrement affaiblis qu'au 1er janvier 1853.

Les tendeurs ne s'usent guère, ils cassent et sont remplacés aussitôt. Tendeurs.

Nous avons regardé par conséquent comme neufs tous les tendeurs en service le 1er janvier 1853.

Nous n'avons pas eu de détérioration à porter sur cette partie des voitures. Châssis.

§ II. — Organes qui se détériorent par la durée plutôt que par l'effet du travail.

Procédant ici comme pour le matériel de la traction, nous avons recherché le prix du remplacement et la durée moyenne des différentes choses comprises dans cette catégorie.

Nous allons exposer par série de voitures quels ont été les résultats de nos recherches.

SÉRIE A. — *Voitures de 1re classe.*

A l'intérieur :

Le renouvellement pour les trois compartiments d'une garniture complète en drap, avec coussins, rideaux, stores, cordons de glace et leurs glands, châssis de glaces, plaques d'ivoire, poussettes, boutons à gorge, roulettes, porte-chapeaux, etc., coûtait.		fr. 3.685,44
Plus, 25 p. 100 pour frais généraux.		921,36
Total.		4.606,80
Dont à déduire :		
Pour la valeur des vieux draps, coutils, galons, etc.	fr. 120,00	
Pour 150 kilog. de vieux crins à 2 fr. . . .	300,00	
Total.	420,00	420,00
Prix net du remplacement.		4.186,80

Garnitures.

Disons : 4.187 dont le dixième 418f,70.

La durée est évaluée à quatre ans et demi.

Tapis de pied. Les tapis en moquette coûtaient 30 fr. pièce en nombres ronds, soit par voiture. . . . . fr. 90,00
Ajoutant 25 p. 100 pour frais généraux. 22,50

On arrivera à. 112,50
Dont à déduire le vieux tapis qu'on vend moyennement 1 fr. pièce, soit. 3,00

Reste net. 109,50

pour remplacer les trois tapis d'une voiture.

Ils durent environ deux ans.

A l'extérieur :

Caisse. Une caisse de première classe, bois et ferrures d'assemblage, mais non compris les panneaux en tôle et la couverture en zinc, coûtait. . . . . fr. 1.100,00
Ajoutant 25 p. 100 pour frais généraux. 275,00

Total. 1.375,00
Dont à déduire pour vieux métaux. 18,00

Reste net. 1.357,00

La durée en est évaluée à vingt ans.

Comme les voitures en service au 1er janvier 1853 n'avaient pas d'avarie sensible, nous avons opéré comme si les caisses étaient neuves et n'avons fait aucune diminution pour cet article.

Panneaux en tôle. Les 84 panneaux d'une voiture de première classe coûtaient :
26 feuilles en tôle de 2m,80 sur 0m,70 pesant 21 kilog. à 52 fr. les 100 kilog. . . . . fr. 283,92
Main-d'œuvre, clous et accessoires (1). 35,00
Frais généraux à 25 p. 100. . . . . 79.75

Total. 398,67

Quand ces panneaux sont bien entretenus, on peut

(1) Ce prix de 35 fr. a été donné dans les ateliers de la compagnie, en moyenne, pour toutes les classes de voitures. Quand ce travail est fait hors des ateliers, il coûte plus cher.

en regarder la durée comme indéfinie, et dès qu'il arrive un accident à l'un d'entre eux on le remplace. Nous n'avons pas eu à faire de diminution sur cet article.

Pour faire une couverture, on dépensait : Couvertures en métal.

	fr.
13 feuilles de zinc de 9 kilog. à 0f,77 le kilog.	90,09
1 feuille de cuivre de 3 kilog. à 2f,91	8,73
Main-d'œuvre	12,00
Frais généraux, 25 p. 100	27,70
Total	138,52

dont à déduire pour vieux métal :

	fr.	
Zinc, 117 kilog. à 0f,50 le kilog.	58,50	64,45
Cuivre, 3 kilog. à 1f,95 le kilog.	5,85	
Prix du remplacement d'une couverture		74,17

Dont un dixième, 7f,42.

On en estime la durée à 10 ans.

La peinture d'une voiture de 1re classe coûte 300 fr.; une demi-peinture 200 fr., plus 25 p. 100 de frais généraux, soit en tout 375 fr. et 250 fr. Une peinture dure environ deux ans, une demi-peinture, d'un an à quinze mois. Peinture.

Série AB. — *Voitures mixtes.*

(Un compartiment de 1re classe, deux compartiments de 2e classe.)

Pour le compartiment de 1re classe, nous avons opéré comme pour les voitures de la série A; pour ceux de seconde, comme pour la série B ci-après.

Série B. — *Voitures de 2e classe.*

A l'intérieur :

Garniture.

	fr.
La garniture complète de 2e classe, coussins compris, coûte	268,37
Plus, 25 p. 100 frais généraux	67,09
Total	335,46

		fr.
Report.		335,46
Dont à déduire :		
Vieilles matières.	5,40	17,40
Pour le crin réduit à environ 2 kilog. par compartiment, soit 6 kilog. à 2 fr.	12,00	
Remplacement d'une garniture.		318,06

Soit, en nombre rond, 318 fr.

Durée : 3 à 4 ans.

Peinture. La peinture n'a pas été estimée séparément, on l'a comprise dans le prix de la peinture extérieure.

A l'extérieur :

Caisse.

	fr.
Une caisse de seconde classe, non compris les panneaux et la couverture, coûtait (1).	900,00
25 p. 100 pour frais généraux.	225,00
Total.	1.125,00
Dont à déduire pour vieilles matières.	18,00
Prix net du remplacement d'une caisse.	1.107,00

Durée moyenne : vingt ans.

On estimait qu'au 1er janvier 1853 on pouvait considérer comme neuves les caisses en service à cette époque.

Panneaux en tôle. Les 48 panneaux en tôle d'une voiture exigent :

	fr.
16 feuilles pesant 21 kilog. à 52 fr. les 100 kilog. . . .	174,72
Main-d'œuvre.	35,00
Frais généraux, 25 p. 100.	52,43
Total.	262,15

Nous n'avons rien déduit pour cet article par les motifs donnés ci-dessus.

Peinture.

	fr.
La peinture extérieure et intérieure d'une voiture avait coûté.	258,00
Frais généraux, 25 p. 100.	64,50
Total.	322,50

Durée : 2 ans.

(1) C'est aussi le prix d'une caisse de voiture mixte.

SÉRIE C. — *Voitures de 3e classe.*

A l'intérieur :

La peinture intérieure, qui est d'ailleurs peu coûteuse, a été comprise dans la peinture extérieure. Peinture.

Les autres parties de l'intérieur, les bancs et les cloisons pouvant toujours être considérés en bon état de service, nous n'avons pas eu à les mentionner à raison de leur détérioration.

A l'extérieur : Caisse.

	fr.
Une caisse de 3e classe, non compris les panneaux en tôle et la couverture, coûtait	950,00
25 p. 100 pour frais généraux	237,50
Total du prix d'établissement	1.187,50
A déduire les vieilles matières	18,00
Prix net du remplacement	1.169,50

Durée moyenne : 20 ans.

On estimait que les caisses en service au 1er janvier 1853 pouvaient être considérées comme neuves, et qu'il n'y avait pas lieu à déduction sous ce rapport.

Panneaux en tôle.

	fr.
Les 76 panneaux en tôle d'une voiture de 3e classe coûtaient, en métal	196,55
Frais de main-d'œuvre	35,00
Frais généraux, 25 p. 100	57,85
Total	289,40

Nous n'avons eu rien à déduire pour ce chapitre par les raisons données ci-dessus.

Pour les couvertures en zinc des voitures de 3e classe, on dépensait : Couvertures en métal.

	fr.
12 feuilles de zinc de 9 kilog. à 0f,77	83,16
1 feuille de cuivre de 3 kilog. à 2f,91	8,73
Main-d'œuvre	14,00
Frais généraux, 25 p. 100	26,47
Total	132,36
Dont à déduire pour vieux métal	59,85
Prix du remplacement d'une couverture	72,51

Dont le dixième : 7f,25.

Durée moyenne : 10 ans.

Peinture. La peinture en couleur jaune brunâtre coûtait 200 fr. compris l'intérieur, plus 25 p. 100 pour frais généraux, en tout 250 fr.

Elle dure dix-huit à vingt mois. Nous avons adopté vingt mois, parce que les premières ont été très-peu fatiguées dans les premiers temps de leur durée.

Fixation des chiffres de la détérioration des voitures.

Les éléments de la dépréciation des voitures se trouvant établis ainsi qu'on vient de le dire, il a été facile d'en faire l'application aux différents véhicules, en se servant du tableau n° 10 donnant la durée des services des voitures au 31 décembre 1852.

Nous ne parlerons pas des bandages qui ont fait ci-dessus l'objet d'un chapitre distinct.

SÉRIE A. — *Voitures de 1re classe.*

Nous trouverons d'après le tableau n° 10, pour 44 voitures de 1re classe, une durée moyenne de trente-sept mois et demi; pour les 40 autres un service moyen de trois mois et demi.

Détérioration à l'intérieur:

1° GARNITURES. — Durée moyenne : 54 mois.

Le temps de service des 40 premières voitures correspondant aux 7/10 de la durée totale des garnitures; on est conduit à déduire pour cet article une somme de

	fr.
418,70 × 7 × 44 = ...	106.959,60
La diminution à opérer pour les 40 autres voitures se calculera de même de 0,65 de dixième.	
428,70 × 0,65 × 40 = ...	10.886,20
Total de la détérioration des garnitures	117.845,80

2° TAPIS MOQUETTE. — Durée : 24 mois.

Les 44 premières voitures ayant, au 1er décembre

1852, une durée moyenne de 37 mois et demi, nous avons admis que les tapis y avaient été remplacés une fois, et que les nouveaux tapis ayant duré 13 mois et demi, se trouvaient à moitié d'usure au 31 décembre 1852; il y avait donc à retrancher sur cet article 5/10, soit:

	fr.
10,95 × 5 × 44 = ...	3.409,00
Pour les 40 autres qui avaient durée 1 dixième 1/2 de la durée moyenne, la détérioration se calculait ainsi:	
10,95 × 1,5 × 40 = ...	657,00
Détérioration totale sur les tapis de pied	3.066,00

Détérioration à l'extérieur:

1° Couverture en zinc. — Durée moyenne : 120 mois.

Pour les 44 premières voitures, les couvertures avaient, au 31 décembre 1552, accompli 3/10 de leur durée moyenne; la détérioration en était par conséquent :

	fr.
7,52 × 3 × 44 = ...	979,44
Comme pour les 40 autres, c'était seulement 3 dixièmes de dixième ; la détérioration sa calculait ainsi :	
7,42 × 0,3 × 40 = ...	88,94
Total de la détérioration sur les couvertures en zinc.	1.068,38

2° Peinture. — Durée : 24 mois.

Pour les 44 premières voitures, la durée moyenne de 37 mois donnait lieu de penser que toutes avaient été repeintes, et que la seconde peinture avait perdu 5/10 de sa valeur. La détérioration sur cet article se calculait donc ainsi :

	fr.
37,5 × 5 × 44 = ...	8.250,00
La peinture des 40 autres avait accompli seulement 1,5 de la durée moyenne ; on avait sur cet article:	
37,5 × 1,5 × 40 = ...	2.250,00
Total de la détérioration sur la peinture	10.500,00

D'après ce qui a été dit ci-dessus, il n'y avait rien à déduire pour les châssis, les ressorts et les plaques de garde.

3° COUSSINETS.

Mais il n'en était pas de même pour les coussinets qu'on peut admettre à un état de demi-usure.

Nous avons vu que le remplacement d'un coussinet coûtait 5f,60.

Les 84 voitures de 1re classe avaient 336 roues et autant de coussinets; comme le prix total du remplacement de ces pièces serait de 5.60 × 336 = 1.881f,60, l'usure à moitié était représentée par la somme de 940f,80.

Récapitulation pour les voitures de 1re classe.

Il y avait donc à déduire :

1° Pour les garnitures intérieures, comprenant coussins, rideaux, stores, cordons de glace et autres accessoires	fr. 117.845,80
2° Pour les tapis en moquette	3.066,00
3° Pour les couvertures en zinc	1.068,38
4° Pour les peintures	10.500,00
5° Pour les coussinets	940,80
Total	133.420,98

Au prix moyen de 11.379 francs, les 84 voitures dont il s'agit avaient coûté 955.656 francs; la diminution à porter en compte sur ce chapitre, non compris celle des bandages, ressortait donc à 13,9 p. 100 de la valeur d'achat.

SÉRIE AB. — *Voitures mixtes.*

D'après l'état n° 10, nous avons fait 3 groupes de ces 40 voitures :

L'un de 14 voitures livrées en 1851, durée moyenne, 13 mois 1/2 ;

Un autre de 21 voitures livrées de juillet à novembre 1852, durée moyenne : 3 mois 1/2 ;

Le troisième des 5 voitures livrées en décembre 1852, que nous avons regardées comme neuves.

Partant de cette base, et procédant comme nous venons de le faire pour les voitures de 1re classe, et comme nous le ferons pour celles de 2e (série B), nous avons trouvé ce qui suit.

Détérioration à l'intérieur :

1° GARNITURES. — Durée moyenne 54 mois pour le compartiment de 1re classe, 42 mois pour les compartiments de 2e.

Pour 14 voitures de 1851 :

Un compartiment de première :

$\frac{1}{3}$ 418,7 × 2,5 × 14. . . . . = 4.884f,60 }
Deux compartiments de deuxième : } 5.834fr,35
$\frac{2}{3}$ 31,8 × 3,2 × 14. . . . . = 949f,75 }

Pour 21 voitures sur les 26 de 1852 :

$\frac{1}{3}$ 418,7 × 0,65 × 21 . . . . = 1.904f,18 }
$\frac{2}{3}$ 31,8 × 0,83 × 21 . . . . = 365f,52 } 2.269,70

Total pour les garnitures. 8.104,05

2° TAPIS DE MOQUETTE. — Durée : 24 mois.

Nous avons déduit :

Pour les 14 voitures livrées en 1851 :

$\frac{10,95}{3}$ × 5,6 × 14 = ... 214fr,40

Pour les 21 voitures livrées en 1852 :

$\frac{10,95}{3}$ × 0,15 × 21. = ... 12,50

Total pour les tapis. 226,90

Détérioration à l'extérieur :

1° COUVERTURE EN ZINC. — Durée : 120 mois.

Nous avons déduit :

Pour les 14 voitures livrées en 1851 :	fr.
7,42 × 1,13 × 14. = ...	35,05
Pour les 21 voitures de 1852 :	
7,42 × 0,30 × 21 = ...	46,75
Total pour les couvertures.	81,80

2° Peinture. —Durée : 24 mois.

Nous avons eu à déduire à l'article *peinture*, pour les voitures de 1851 : 5,6 dixièmes; pour celles de 1852, 0,15, soit respectivement :

	fr.
$(\frac{1}{3}\ 37{,}5 + \frac{2}{3}\ 32{,}25) \times 5{,}6 \times 14 =$	266,55
$(\frac{1}{3}\ 37{,}5 + \frac{2}{3}\ 32{,}25) \times 0{,}15 \times 21 =$	107,10
Total pour les peintures.	373,65

3° Trains.

Aucune réduction n'a été calculée pour cet objet.

4° Coussinets.

Faisant abstraction des 5 voitures livrées en décembre 1852, nous avons compté dans cette série 140 coussinets pour lesquels une réduction de moitié valeur ressortait à 392 francs.

Il y avait donc à déduire pour la série AB des voitures mixtes :

	fr.
1° Pour les garnitures	8.104,05
2° Pour les tapis de pied.	226,90
3° Pour les couvertures en zinc	81,80
4° Pour les peintures.	373,65
5° Pour les coussinets	392,00
Total de la détérioration	9.178,40

Les 40 voitures mixtes, au prix de 8.370 francs (tableau 8), ayant coûté 334.800 francs, c'était une diminution de valeur de 2f,74 p. 100.

SÉRIE B. — *Voitures de 2[e] classe.*

Les chiffres inscrits au tableau n° 10 nous permettent de grouper les 174 voitures de cette série de la manière suivante :

78	voitures ayant une durée moyenne de	48 mois.
25	voitures	36
53	voitures	36
14	voitures	15
4	voitures neuves	0
174		

Détérioration à l'intérieur :

1° GARNITURES. — Durée : 42 mois.

Nous avons admis que pour les 78 voitures ayant duré 48 mois, et les 25 voitures ayant duré 42 mois, les garnitures étaient à remplacer entièrement ; c'était donc à déduire :

31,80 × 10 × 103 = ... 32.754,00

Pour les autres voitures, nous avons eu à déduire 8,5 et 3 dixièmes, soit :

31,80 × 8,5 × 53 = ... 14.325,00
31,80 × 3,0 × 14 = ... 1.335,60

Rien à déduire pour les 4 voitures livrées en 1852.

Total de la détérioration sur les garnitures des 174 voitures de 2[e] classe 48.415,60

Détérioration à l'extérieur :

1° COUVERTURE EN ZINC. — Durée : 120 mois.

Pour les 78 voitures ayant eu 48 mois de durée, nous avons retranché . . . . 4,0 dixièmes.
Pour les 25 à 44 mois 3,5
Pour les 53 à 36 mois 3,0
Pour les 14 à 15 mois 1,25

En sorte que nous avons déduit :

	fr.
7,42 × 4,0 × 78 = ...	2.315,04
7,42 × 3,5 × 25 = ...	649,25
7,42 × 3,0 × 53 = ...	1.179,78
7,42 × 1,25 × 14 = ...	130,55
Total à déduire pour les 174 couvertures en zinc.	4.274,62

2° PEINTURE. — Durée : 24 mois.

Nous avons admis que la peinture avait été renouvelée une fois déjà aux voitures ayant duré 48 mois, 44 et 36 mois ; que la nouvelle peinture était à refaire entièrement aux premières ; que pour les autres il fallait respectivement déduire 8 et 5 dixièmes ; que pour les 15 mois de durée il convenait de déduire 6,25 dixièmes ; en sorte que la réduction sur la peinture a été calculée de la manière suivante :

	fr.
32,25 × 10 × 78 = ...	25.155,00
32,25 × 8 × 25 = ...	6.450,00
32,25 × 5 × 53 = ...	8.546,25
32,25 × 6,25 × 14 = ...	2.821,90
Rien pour les 4 voitures neuves.	
Total de la détérioration sur la peinture.	42.973,15

3° TRAINS.

Point de réduction.

4° COUSSINETS.

Pour 170 voitures les 680 coussinets réduits à moitié de leur valeur ont offert une dépréciation de 1.904 fr.

D'après cela, nous avons eu à déduire sur les 174 voitures de 2ᵉ classe :

	fr.
1° Pour les garnitures intérieures. . .	48.415,50
2° Pour les couvertures en zinc. . . .	5.274,60
3° Pour les peintures.	42.973,15
4° Pour les coussinets	1.904,00
Total.	97.567,25

Et comme au prix de 7.240 francs l'une, ces voitures avaient coûté 1.259.760 francs, c'était une réduction de 7,7 p. 100, non compris la dépréciation des bandages.

SÉRIE C. — *Voitures de 3e classe.*

Nous trouvons sur l'état n° 10 que 34 voitures ont été livrées en 1848. Comme l'exploitation de la ligne n'a commencé qu'en 1849, nous avons compté pour moitié les mois de durée de 1848 ; d'après cela, nous avons groupé, quant à la durée, les 252 voitures de 3e classe de la manière suivante :

Pour 4, une durée moyenne de	60 mois.
Pour 30 du 2e semestre de 1848.	46
Pour 47 du 1849.	45
Pour 8 *Id.*	42
Pour 5 *Id.*	39
Pour 35 de 1850.	29
Pour 31 de 1851.	19
Pour 20 *Id.*	13
Pour 24 de 1852.	7,5
Pour 25 *Id.*	3
Pour 23 livrées en novembre et décembre 1852.	0 Regardant ces dernières comme neuves.

Détérioration à l'intérieur :

1° CAISSES.

Tout l'intérieur étant en bois peint, et les avaries se réparant au fur et à mesure qu'elles se produisent, nous n'avons eu à estimer de détérioration que pour les peintures. Elles ont été comptées avec les peintures extérieures.

Détérioration à l'extérieur :

1° COUVERTURE EN ZINC. — Durée : 120 mois.

Le dixième du prix de remplacement d'une couverture étant fixé à 7f,25, nous avons calculé d'après cette donnée et d'après les durées ci-dessus indiquées, la réduction à opérer sur ce chapitre. Les résultats du calcul ont été :

		fr.
Pour les 4	premières voitures de 1848 . .	121,80
Pour les 30	autres de la même année. . .	826,50
Pour 47	de 1849.	1.277,80
Pour 8	de 1849.	203,00
Pour 5	de 1849.	117,80
Pour les 35	de 1850.	609,00
Pour 31	de 1851.	359,60
Pour 20	de 1851.	159,50
Pour 24	de 1552.	104,40
Pour 25	de 1852.	45,30
	Total.	3.824,70

2° Peinture. — Durée : 20 mois.

Nous avons admis qu'il a fallu repeindre après 20 mois de durée, et nous n'avons apprécié que la dernière peinture à raison de 25 francs pour le dixième.

En conséquence, nous avons déduit :

			fr.
Pour les voitures de 1848,	4	voitures. .	60,00
Id.	30	—	2.175,00
Pour les voitures de 1849,	47	—	2.937,50
Id.	8	—	200,00
Id.	5	—	1.187,50
Pour celles de 1850.	25	—	3.937,50
Pour celles de 1851.	31	—	7.362,50
Id.	20	—	3.250,00
Pour celles de 1852.	24	—	2.250,00
Id.	25	—	937,50
Total à déduire pour les peintures. . . .			24.837,50

3° Trains.

Rien à déduire.

4° Coussinets.

Considérant comme neuves les 23 voitures livrées en octobre, novembre et décembre 1852, nous n'avons eu à apprécier que les coussinets de 229 voitures, soit 916 coussinets, dont la réduction à moitié représentait une détérioration de 2 564f,80.

En sorte que nous avons eu à déduire pour les 252 voitures de 3e classe, en service au 31 décembre 1852 :

1° Pour les couverture en zinc. . . .	3.824,70
2° Pour les peintures.	24.837,50
3° Pour les coussinets	2.564,80
Total	31.227,00

Au prix de 7.005 francs l'une, ces voitures avaient coûté 1.765.318 francs; c'était donc une diminution de valeur de 1,8 sur la valeur d'achat, non compris la réduction sur les bandages.

Dépréciation sur les bandages.

Au 31 décembre 1852, la compagnie possédait :

Voitures à voyageurs.	550
Wagons à marchandises. . . .	2.644
En tout.	3.194

soit 6.388 paires de roues montées en service.

Nous avons réparti la détérioration des bandages calculée ci-dessus 155.933 francs entre les deux espèces de voitures, proportionnellement aux nombres de celles-ci, soit :

Pour les voitures à voyageurs . .	26.851 fr.
Pour les wagons à marchandises.	129.082
Somme égale.	155.933

Récapitulation des réductions à opérer sur les voitures à voyageurs.

En conséquence, la réduction à opérer sur la valeur des voitures à voyageurs au 31 décembre 1852 se résumait de la manière suivante :

	fr.
Sur les bandages des trois classes. .	26.851,00
Voitures de 1re classe.	133.421,00
Voitures mixtes.	9.178,40
Voitures de 2e classe.	97.567,25
Voitures de 3e classe.	31.227,00
Total.	298.244,65

Le prix d'achat de 550 voitures de voyageurs avait été :

	fr.
Pour les voitures de 1re classe. . .	955.656,00
Pour les voitures mixtes.	334.800,00
Pour les voitures de 2e classe . . .	1.259.760,00
Pour les voitures de 3e classe . . .	1.765.318,00
Total.	4.315.534,00

C'était donc sur ce chapitre une réduction de 6,9 p. 100 (1).

(1) (Les tableaux relatifs aux voitures à voyageurs seront réunis, dans le chapitre IV, à ceux qui concernent les wagons à marchandises.)

DE L'EXPLOITATION DES MINES

ET DE LA MÉTALLURGIE EN TOSCANE PENDANT L'ANTIQUITÉ ET LE MOYEN AGE.

Par M. L. SIMONIN, ingénieur civil des mines.

INTRODUCTION.

La Toscane a de tout temps, par la nature particulière de son sol, attiré l'attention du mineur. Exploitation des mines en Toscane par les Étrusques.

Déjà, à l'époque des Étrusques, plus de mille ans avant l'ère chrétienne, les mines de fer, de plomb et de cuivre de cette partie de la péninsule étaient activement exploitées.

Sous les Romains, le sol de l'Italie, d'après une loi très-ancienne du sénat, dut être respecté, et Rome, pour les métaux dont elle manquait, s'adressa aux pays conquis, qui fournirent amplement aux besoins de la république. Période romaine.

A la suite de l'invasion des Barbares, toute exploitation régulière des mines dut cesser sur presque toute l'étendue de l'empire, et le travail des métaux se borna souvent, dans cette période malheureuse, à refondre pour des usages grossiers une partie des objets d'arts qu'avaient produits en si grande abondance l'antiquité grecque et romaine. Invasion des Barbares.

Mais quand un peu de calme eut succédé au tumulte de l'invasion, quand l'Italie fut pacifiée, et que de nouvelles cités s'élevèrent sur les ruines qu'avait laissées le passage des hordes barbares, l'exploitation des mines Républiques du moyen âge.

fut reprise en Toscane, et les républiques italiennes de Lucques, Sienne, Volterra et Massa Marittima durent à cette exploitation une partie de leur puissance politique. Massa surtout s'éleva, par l'exploitation des mines et la fusion des minerais, au plus haut point de prospérité, et, durant près de deux siècles, cette petite république eut un code des mines régulier, et put rivaliser avec le pays classique de l'Allemagne pour la production des métaux.

Des événements politiques malheureux, et des circonstances économiques déplorables, que je citerai plus tard, amenèrent, vers la fin du XIVe siècle, l'abandon successif de toutes les mines jusque-là exploitées.

Reprise des anciennes exploitations.

On les a reprises depuis à diverses époques, notamment sous Cosme Ier de Médicis et ses successeurs. Récemment encore, en 1830, l'intelligente initiative d'un Français, M. Porte, est venue rappeler aux Toscans oublieux les souvenirs presque éteints du passé glorieux de leur industrie minérale. Diverses compagnies se sont aujourd'hui substituées à M. Porte; d'autres compagnies rivales se sont aussi formées pour l'exploitation des mines abandonnées ou de mines nouvelles; mais malheureusement, à part quelques exceptions, les mines de Toscane n'ont plus jeté cet éclat qui avait caractérisé leur exploitation à deux périodes différentes, la période étrusque et la période de moyen âge.

But et divisions de ce mémoire.

C'est de ces deux périodes que je vais m'occuper ici, essayant d'introduire dans la science une branche nouvelle, et que l'on pourrait appeler l'archéologie minérale.

Je vais tenter de rétablir, avec ce qui nous reste des travaux anciens, les méthodes d'exploitation suivies jadis en Toscane, et, sur les scories et les débris de

fours encore existant en divers endroits, essayer de reconstituer les méthodes de fusion autrefois employées. En un mot, je vais étudier quel a été l'état de l'exploitation des mines et de la métallurgie en Toscane : 1° sous les Étrusques, 2° sous les républiques italiennes ; de là deux divisions naturelles de ce mémoire qui vont être successivement développées.

PREMIÈRE PARTIE.

DE L'EXPLOITATION DES MINES ET DE LA MÉTALLURGIE EN TOSCANE SOUS LES ÉTRUSQUES.

On sait que les Étrusques, descendants des Pélasges, florissaient en Italie dès la plus haute antiquité, bien des siècles avant la fondation de Rome. Ils occupaient surtout la partie de la péninsule italique comprise entre l'Apennin et la mer Tyrrhénienne d'une part, et d'autre part entre le fleuve Magra au nord et le Tibre au sud. Cette région occupe toute la Toscane actuelle et une partie des États de l'Église. Région occupée par les Étrusques.

L'Étrurie paraît avoir atteint son plus haut point de grandeur et de prospérité politiques entre les XIe et VIe siècles avant Jésus-Christ. Elle donna deux rois à Rome, Tarquin l'Ancien et Tarquin le Superbe, et enfin, après diverses luttes, semées de victoires et de défaites réciproques, elle fut entièrement soumise aux Romains dans le IIIe siècle avant notre ère. Époque de grandeur politique.

Je ne saurais fixer à quelle date peuvent remonter les divers travaux que je vais décrire ; mais ces travaux indiquent par leur étendue dans certaines régions, notamment celle du Campigliais, une durée plusieurs Date incertaine des travaux.

fois séculaire; et, comme leur description intéresse avant tout le mineur, je laisserai à l'archéologue le soin de marquer ensuite leur véritable date historique.

Eclat de l'Etrurie.

Aux temps dont je parle, c'est-à-dire entre les XIe et VIe siècles avant le Christ, la partie de l'Étrurie qui correspond au grand duché de Toscane actuel était des plus florissantes, et dans ces lieux existaient alors une foule de cités puissantes dont on retrouve encore aujourd'hui les ruines, attestant leur grandeur passée.

C'est, pour le cas seulement qui nous occupe, Populonia, que Strabon nous a décrite (1) et que Virgile nomme dans l'Énéide. C'est Volterra, toujours à la même place, et dont l'antique enceinte de murs cyclopéens fait honte au peu d'étendue de la ville actuelle. C'est, vers le fleuve Magra, Luni, dont on ne voit plus les ruines; mais qui, à l'époque étrusque, faisait seule avec Populonia tout le commerce maritime de ces contrées. Enfin c'est Vetulonia, dont on n'a plus rencontré les traces, mais dont les antiquaires croient retrouver l'ancien emplacement, soit dans la ville actuelle de Massa Marittima, soit dans cette région des Maremmes toscanes, vers les bords de la Cornia. (Voir, pour tous les lieux cités dans ce mémoire, la carte topographique d'ensemble, et la carte de détails, Pl. IX, *fig.* 3).

Aucune histoire de l'industrie des Etrusques.

Nous n'avons aucune histoire originale de l'Étrurie, celle qu'avait écrite l'empereur Claude étant totalement perdue. Les historiens modernes qui nous ont parlé des Étrusques nous ont vanté surtout l'éclat et le luxe de l'ancienne Étrurie, et ne se sont généralement occupés que de ses institutions politiques et de l'étude de l'art. Quelques-uns ont parlé de commerce; mais tous ont

(1) Strabon. *Géographie*, liv. V, chap. 2.

négligé de nous dire l'état de l'industrie à cette époque florissante. C'est ce vide que je vais essayer de combler pour ce qui regarde l'exploitation des mines et la métallurgie.

Restes d'anciens travaux.

A défaut d'histoire écrite, les faits vont nous éclairer.

Dans le Campigliais, vers la ville actuelle de Campiglia, voisine de Populonia, des vides profonds ouverts dans le sol, des haldes immenses qui s'étendent devant des excavations encore béantes, enfin des amas accumulés de scories cuivreuses et plombifères datent de ces temps éloignés.

Sous Populonia, c'est une véritable montagne de scories de fer, que l'on voit encore aujourd'hui vers le rivage et le long du rivage lui-même, sur une longueur de plus de 600 mètres et une hauteur moyenne de 2 mètres, un immense dépôt de ces scories, que viennent battre les eaux de la mer.

Ces restes d'une industrie passée témoignent par leur étendue de l'importance et de la durée d'anciens travaux sidérurgiques.

On comprend que toutes ces ruines muettes nous éclairent sur des exploitations éteintes mieux que l'histoire et la tradition, mieux que tant d'objets d'arts en bronze ou autres métaux qui proviennent de cette époque de luxe et de civilisation avancée.

Populonia, centre des travaux industriels du Campigliais

Populonia, que Strabon et d'autres géographes de l'antiquité nous ont décrite ou citée, et qui est encore debout aujourd'hui au même endroit et avec le même nom; Populonia dont Virgile nous dit qu'elle fournit à Énée six cents jeunes guerriers (1), ce qui, tout en fai-

(1) Sexcentos illi dederat Populonia mater
Expertos belli juvenes....

(*Énéide*, liv. X.)

sant la part des fictions poétiques, témoigne au moins de sa splendeur passée, Populonia paraît avoir été le centre de tous les travaux minéralurgiques de ces contrées pendant la domination étrusque. Elle fut détruite lors de la conquête romaine, d'autres disent sous la dictature de Sylla; et ravagée depuis par les Barbares, elle ne s'est plus relevée.

Mais sous la domination étrusque, Populonia était une ville très-peuplée, puissante par l'industrie et le commerce. Le périmètre de ses murs pélasgiques couvre une étendue considérable, et les restes d'objets d'arts qu'on a trouvés sous ses ruines attestent une civilisation très-développée. Populonia jouissait avec Volterra du droit de battre monnaie pour toute la confédération étrusque. Ses monnaies sont presque toutes à l'effigie de Vulcain, qui personnifie le travail des métaux dans le paganisme antique, et, pour mieux expliquer encore ce que la tête du dieu forgeron signifie dans ce cas, les monnaies de Populonia portent pour armes le marteau, l'enclume et les tenailles. Enfin le mot lui-même de Populonia, en étrusque Pupluna, a, d'après les antiquaires, la même signification que le mot mines en français : Pupluna était donc, sous les Étrusques, la ville des mines et des métaux.

Avec les minerais de fer de l'île d'Elbe et du Campigliais, elle traitait aussi les minerais de plomb argentifère et les minerais de cuivre de ce district : ce qu'attestent suffisamment les tas amoncelés des diverses scories que le Campigliais offre en si grande abondance.

Le mouvement des métaux a même dû être très-grand à Populonia, car c'était, comme on l'a vu, avec Luni au nord, le seul port de l'Étrurie.

Quant aux travaux des mines, les vides encore

accessibles des anciennes excavations, et les haldes encore existantes annoncent, par leur étendue, des exploitations qui ont duré des siècles.

Ces exploitations ont porté, comme on l'a dit, sur des gîtes de fer, de cuivre et de plomb argentifère. Elles vont être successivement étudiées.

Exploitation des mines de fer de l'île d'Elbe.

Les mines de fer de l'île d'Elbe ont été activement exploitées par les Étrusques, et l'on retrouve encore aujourd'hui dans l'île, sur l'immense dépôt ferrugineux de Rio, des déblais considérables provenant de fouilles que la tradition fait remonter jusqu'à la période étrusque.

La méthode d'exploitation employée était alors celle qu'on a toujours suivie à l'île d'Elbe jusqu'à ces derniers temps, une méthode à ciel ouvert et par grandes tailles, suffisamment décrite par son titre même.

Outils employés.

Il serait difficile de fixer au juste, parmi les divers outils retrouvés dans ces vides anciens, pics, marteaux, leviers, masses, etc., quels sont ceux qui remontent à cette époque reculée. Ces outils sont généralement très-altérés par leur séjour prolongé sous terre; ils sont même complétement oxydés, et leur forme primitive est difficile à rétablir exactement. Mais ces outils sont tous en fer, et je ne sache pas qu'on ait rencontré à l'île d'Elbe, comme dans d'autres mines très-anciennes, en Espagne par exemple, aucun outil en bronze.

Singulière croyance sur la formation du minerai de fer.

L'existence de ces outils dans les vides produits par l'excavation à l'île d'Elbe avait donné lieu chez les anciens à une singulière croyance, qui s'est même propagée jusqu'à nos jours. On pensait que le minerai de fer de l'île se reproduisait naturellement à mesure qu'on l'excavait; cette erreur n'a pu naître que parce qu'on aura retrouvé très-probablement d'anciens outils sous du minerai éboulé, ou au milieu de stalactites fer-

rugineuses qui se seront formées dans les vides anciens par l'effet de l'infiltration lente des eaux superficielles (1).

Fusion du minerai.

Les Étrusques fondirent quelque temps tout le minerai dans l'île même; de là, selon Diodore de Sicile, le nom d'Athalia que lui donnèrent les Grecs, c'est-à-dire l'île Brûlée, l'île des Feux. On retrouve d'ailleurs encore aujourd'hui des scories ferrugineuses en divers points de l'île, notamment vers Porto Longone. Mais, quand le bois vint à manquer, on transporta tout le minerai à Populonia, cité la plus voisine de l'île sur le continent, et dont la position maritime permettait la facile exportation du métal produit. Le minerai était fondu dans des fours que les Romains laissèrent allumés après la conquête de l'Étrurie. Ces fours marchaient du temps de Strabon, c'est-à-dire sous les règnes d'Auguste et de Tibère, et on les trouve même mentionnés dans le récit d'un voyageur des derniers temps de l'empire romain. C'est donc en tout une durée de plus de quatorze siècles d'un travail non interrompu.

Les fours en usage à Populonia devaient ressembler à ceux que divers pays, et notamment la Catalogne et la Corse, ont continué d'employer jusqu'à aujourd'hui. En un mot, ils devraient être du modèle des fours que nous appelons en France fours catalans. Ils étaient établis sur les hauteurs voisines du rivage et aussi sur les

---

(1) Cette erreur, de la formation lente et non interrompue des espèces minérales, se rencontre chez tous les auteurs de l'antiquité, notamment Aristote, Dioscoride, Strabon, Pline, etc. qui ont parlé non-seulement des mines de l'île d'Elbe, mais encore d'autres mines en vogue de leur temps. Ces auteurs vont même jusqu'à appliquer le principe aux terrains stratifiés, les marbres par exemple.

bords de la mer. Le choix des lieux indiquerait l'idée de se servir, en partie, pour souffler les fours, des courants d'air naturels qui devaient venir en aide aux soufflets de l'époque, nécessairement très-incomplets. Je n'ai pu rencontrer les ruines d'aucun de ces fours; mais j'ai çà et là retrouvé les pierres dont ils étaient bâtis. C'est un grès siliceux calciné par la flamme et scorifié en plus d'un point.

Le minerai était probablement grillé, et ce grillage s'effectuait en tas. J'ai retrouvé un de ces tas encore intact et rencontré aussi, au voisinage des scories, le minerai cru qu'on traitait. C'était la première qualité de l'île d'Elbe, c'est-à-dire du fer oligiste, à 60 et 65 p. 100. On le fondait dans le foyer avec du bois ou du charbon de bois. On obtenait ainsi une loupe de fer spongieux, dont on devait extraire par compression la scorie adhérente; l'on réchauffait ensuite cette loupe dans un deuxième foyer pour l'étirer en barres sous le marteau. On produisait de la sorte un fer doux ou aciéreux suivant les cas. Quant à la fonte, il ne saurait en être question chez les anciens. Quand l'opération était mal conduite, il se formait des loupes ferrugineuses dont on retrouve quelques-unes sur place.

Les scories indiquent généralement une bonne allure; elles sont bien fondues, boursouflées, de couleur noirâtre, et un peu luisantes à la surface. Leur texture est sensiblement cristalline. Elles sont pesantes et leur densité dépasse 3; elles agissent sur l'aiguille aimantée, font gelée avec les acides forts, ne présentent dans leurs cavités aucun globule de fer métallique. Elles sont essentiellement composées de silice et de protoxyde de fer et se rapprochent de la formule BS^2.

Les matières terreuses sont la chaux, la magnésie et l'alumine dans la proportion de 8 à 10 p. 100, et la

composition moyenne des scories est à très-peu près la suivante :

Silice	50 p. 100
Protoxyde de fer	40
Chaux, magnésie, alumine	8 à 10

Il est probable qu'on n'employait pas de fondants dans la fusion; mais on mêlait le minerai de l'île d'Elbe pour en corriger la gangue argileuse et calcaire, avec celui de Monte-Valerio, voisin de Populonia en terre ferme, et dont la gangue est essentiellement siliceuse (1). Ce minerai, qui est comme celui de l'île d'Elbe un peroxyde anhydre, est très-riche et contient souvent jusqu'à 65 p. 100 de fer. Il fait partie d'un immense dyke dirigé nord-sud comme les dépôts de l'île d'Elbe et qui leur paraît contemporain.

Exploitation des mines de fer de Monte-Valerio.

Le dyke de Monte-Valerio a été exploité par les Étrusques surtout aux affleurements, et l'on retrouve sur la direction du gîte des excavations anciennes peu profondes communiquant entre elles par des cheminées très-étroites. En d'autres points, la méthode d'exploitation est différente. Aux Cento Camerelle (les cent chambres), c'est un ensemble de chambres intérieures se reliant par des galeries horizontales basses et serrées; au Campo alle Buche (le champ des excavations), ce sont des puits verticaux peu profonds et très-voisins, avec quelques descenderies à larges ouvertures et s'ouvrant dans le sol comme d'immenses cavernes. Partout les déblais tirés de ces excavations, et encore épars à la surface, attestent la présence du minerai de

(1) Aujourd'hui encore, aux hauts fourneaux de Marseille, où l'on traite spécialement le minerai de l'île d'Elbe, on trouve un très-grand avantage à le mêler au minerai de Monte-Valerio.

fer, et sont là comme autant de témoins d'un des plus anciens travaux de mines connu.

En même temps que les mines de fer de l'île d'Elbe, les mines de cuivre de cette île étaient aussi exploitées, et peut-être même l'exploitation des mines de cuivre a-t-elle précédé à l'île d'Elbe, comme dans tant d'autres pays de l'antiquité, celle des mines de fer (1). Un passage d'Aristote (chap. 93 du livre de *Mirandis auditionibus* qui lui est attribué) annonce positivement le fait pour l'île d'Elbe. Quoi qu'il en soit, le minerai de cuivre était fondu dans l'Elbe même, et on retrouve aujourd'hui encore, entre Porto Ferrajo et Marciana, des scories de cuivre éparses çà et là vers le rivage. Elles datent de l'époque des Étrusques. Exploitation des mines de cuivre de l'île d'Elbe.

Peut-être aussi une partie du minerai a-t-elle été fondue à Populonia comme le minerai de fer, car on rencontre quelques scories cuivreuses mêlées aux scories de fer de Populonia. Quoi qu'il en soit, les mines de l'île d'Elbe ont été retrouvées de nos jours à Santa Lucia, vers Porto Ferrajo, et on veut les remettre en exploitation. Il n'y existe pas de travaux anciens apparents, et il est probable que le gîte aura été exploité à ciel ouvert, et que, comme il arrive souvent pour les gîtes cuivreux, il y aura eu aux affleurements des accumulations très-riches de carbonates et oxydes de cuivre, et même de cuivre natif, métal que l'on retrouve encore aujourd'hui, avec les carbonates et les oxydes, à la mine de Santa Lucia.

Mais l'exploitation du cuivre par les Étrusques paraît surtout s'être concentrée dans le Campigliais. Là existe Mines de cuivre du Campigliais

(1) Et prior æris erat quam ferri cognitus usus,
Quo facilis magis est natura.....
(Lucrèce, *De nat. rerum*, lib. V.)

un immense dyke d'amphibole nadiée et d'iénite compacte, toutes deux cuprifères, et que l'on peut dire presque contemporaines ; car si l'amphibole traverse l'iénite en quelques points, celle-ci coupe à son tour l'amphibole, ce qui indique des éruptions successives très-rapprochées, et que l'on doit par suite rattacher à la même époque géologique. Ce dyke amphibolique et iénitique recoupe le terrain des marbres blancs du Campigliais, terrain qui répond à l'étage du lias. Le dyke sillonne les flancs du Monte Calvi, dans une direction à peu près nord-sud, et deux autres dykes parallèles renfermant comme lui du minerai de cuivre et souvent de la blende, de l'oxyde de fer et de la galène en assez grande abondance, ont été aussi exploités. La pyrite de cuivre se trouve d'ordinaire en bandes sensiblement parallèles dans l'iénite, et en zones concentriques dans l'amphibole radiée. La galène et la blende sont très-irrégulièrement disséminées et forment un tock-werck ; l'oxyde de fer est à l'état de dyke.

Les Étrusques ont fait sur les gîtes cuivreux du Campigliais des travaux considérables. A la Gran Cava (pour toutes les localités particulières au Campigliais, voir la carte de détail, Pl. IX, *fig.* 3), une immense ouverture conduit dans l'intérieur des excavations. Les yeux restent frappés de la grandeur des vides anciens. Le dyke cuivreux, qui a aux affleurements de 20 à 25 mètres de puissance, en acquiert jusqu'à 40 et 50 à la profondeur de 30 à 60 mètres, où sont descendus les Étrusques. Comme les roches qui composent le gîte métallifère et même celles qui lui servent de toit et de mur, qui sont les marbres blancs saccharoïdes dont j'ai parlé, comme toutes ces roches sont éminemment compactes et très-résistantes, les vides des Étrusques ne sont jusqu'à aujourd'hui maintenus sans aucun ébou-

lement intérieur. Ces vides communiquent généralement entre eux par des galeries très-étroites, quelquefois inclinées et même verticales à la façon de cheminées.

Certains gradins qui existent encore dans les excavations anciennes semblent faire croire que le système d'exploitation suivi était une sorte de méthode par gradins droits, encore employé de nos jours pour des gîtes puissants. C'est au moins celle qu'on suit toujours à Campiglia. Système d'exploitation.

Les ouvriers s'élevaient sur ces gradins et abattaient la roche avec des pointerolles à tête diamantée. On peut suivre encore aujourd'hui sur les parois des anciens vides la marque laissée par l'outil, et la trace encore toute fraîche ferait croire que le travail ne date que d'hier. Outils employés.

En aucun point, on ne rencontre des marques laissées par le pic; de sorte que la masse et un fleuret à main, ou la pointerolle, paraissent être les seuls outils qu'aient employés les Étrusques, et ces outils devaient être en fer très-aciéreux, pour mordre sur des roches aussi dures que l'amphibole et l'iénite compactes.

Le stérile, laissé dans les vides intérieurs, servait de remblai, et quelques-uns de ces remblais anciens, véritables murs en pierres sèches, ont été traversés pour les besoins de l'excavation moderne. Quelquefois la terre et les sables produits par l'abatage et rejetés au milieu du stérile, se sont si bien liés à lui, sans doute par l'effet du tassement, qu'il a fallu faire jouer la mine pour rompre l'adhérence de cette espèce de mortier. Remblais.

Souvent, au milieu des remblais, on trouve des bois entièrement carbonisés, provenant d'étais qui soutenaient le toit des excavations étrusques. Boisages.

Piliers.

D'autres fois aussi, au milieu des vides, des piliers laissés intacts, et toujours dans les parties pauvres, sont destinés à résister à la pression du terrain supérieur. Ces piliers sont ménagés de distance en distance, et les modernes, quand ils ont voulu les abattre, les ont presque toujours trouvés très-peu riches de minerai. La moyenne teneur du minerai de Campiglia n'atteint pas du reste, aujourd'hui, plus de 4 à 5 p. 100, et ne paraît pas avoir dépassé ce chiffre chez les Étrusques.

Cheminées d'aérage.

Pour l'aérage des travaux, les Étrusques pratiquaient des cheminées verticales à la partie supérieure des grands vides qu'ils faisaient dans l'exploitation. Quelques-unes de ces cheminées, de forme ronde, étroite et tortueuse, ont une longueur qui étonne, et on en rencontre une qui vient déboucher au jour sur les flancs du Monte Calvi, et qui n'a pas moins de 100 mètres de développement : un homme peut à peine passer dans ce boyau étroit et profond.

Etages réguliers.

Quelquefois l'exploitation, au lieu de se présenter avec cette irrégularité qu'on rencontre à la Gran Cava, et que du reste la nature du gîte excuse suffisamment, puisque c'est encore aujourd'hui avec cette allure que marche le travail; quelquefois, dis-je, l'exploitation prenait chez les Étrusques une régularité presque classique. Divers plans ou niveaux communiquaient entre eux, et de l'un à l'autre des ouvertures verticales permettaient de sortir le minerai jusqu'au jour, par élévations successives, sans que ce mode de transport intérieur nécessitât ni trop de temps ni trop de dépenses.

Caractères généraux de l'exploitation étrusque.

Les Étrusques semblent n'avoir eu aucune idée de la continuation des gîtes minéraux en direction ou en profondeur. Quand ils ont perdu le gîte à l'intérieur,

ils l'ont rarement retrouvé, et à la surface ils n'ont attaqué que les affleurements. En tous les points où les dykes métallifères du Campigliais, véritables roches éruptives, sont venus percer au jour, se trouve toujours l'ouverture d'une vaste descenderie, ou d'un de ces puits sinueux et étroits qui semblent caractériser le mode d'exploitation de ces temps primitifs.

Les deux dykes amphiboliques qui sillonnent le flanc occidental du Calvi ont surtout été explorés de cette façon, et l'on peut suivre encore aujourd'hui, sur deux traînées parallèles de déblais anciens, la direction de ces deux dykes, sur près de 3 à 4 kilomètres d'étendue. Grandes attaques à ciel ouvert, puits verticaux ou sinueux, descenderies à larges ouvertures, véritables cavernes toujours béantes, et jusqu'à des cheminées d'aérage communiquant avec les travaux intérieurs, et d'une profondeur qui va quelquefois à plus de 100 mètres, tout s'y retrouve comme aux premiers jours, toute la montagne est criblée d'ouvertures, et le géologue ou le touriste qui parcourent ces contrées demeurent frappés de stupéfaction s'ils se prennent à réfléchir au peu de moyens mécaniques qui venaient en aide à la force de l'homme en ces temps éloignés, et à l'esprit de patience dont ces premiers explorateurs de la richesse minérale de l'Italie ont dû faire preuve pour mener à bout leurs vastes entreprises, qui ont dû compter une durée de plusieurs siècles.

Les deux lignes de déblais dont il a été question sont à peine à 250 mètres de distance l'une de l'autre. Elles partent de la Gran Cava, où l'exploitation étrusque a été des plus actives, et aboutissent sur la ligne de faîte du Monte Calvi : l'une à la Buca del Colombo, puits immense ouvert dans les marbres et de plus de 100 mètres de profondeur verticale ; l'orifice est de forme Buca del Colombo et Buca del Serpente.

elliptique, et a 12 mètres environ sur le grand axe et 5 mètres sur le petit. L'autre traînée de déblais se termine à la Buca del Serpente, en aval de la précédente, et le puits vertical ouvert en ce point se divise, après une vingtaine de mètres, en deux autres puits très-étroits, qui paraissent se rejoindre ensuite.

Acqua Viva, Poggio alle fessure, Buca dell' Aquila.

Au système de travaux dont je viens de parler se rattache transversalement une autre ligne de puits, galeries, tailles à ciel ouvert, etc., qui part du sommet de l'Acqua Viva parallèle au Monte Calvi. Cette ligne de travaux suit un énorme dyke d'amphibole et d'oxyde de fer. Elle se perd dans la vallée, puis reparaît sur un contre-fort du Calvi, criblé de puits anciens et dénommé le Poggio alle fessure (la montagne des fentes). Enfin elle vient se joindre à la ligne de travaux précédemment décrits par la Buca dell' Aquila. Là l'amphibole et l'iénite disparaissent pour faire place à un dyke quartzeux, où l'on rencontre, outre la pyrite de cuivre, de la galène argentifère, du cuivre gris, du cuivre sulfuré et des carbonates de cuivre. Partout les travaux atteignent des proportions gigantesques et de très-grandes profondeurs.

La Gherardesca.

A la Gherardesca, de l'autre côté du Monte Calvi, et sur le contre-fort dit le Buche al ferro, c'est-à-dire les mines de fer, l'exploitation étrusque paraît avoir porté sur un gîte de fer peroxydé, de cuivre carbonaté et pyriteux et peut-être de galène argentifère. On rencontre encore dans les makis les ouvertures des grands vides par lesquels on pénétrait dans l'intérieur. Ce sont des puits irréguliers, sensiblement verticaux, à larges dimensions, et d'une profondeur de 50 à 80 mètres.

Décompositions chimiques.

Après que les mines ont été abandonnées, et pendant que l'homme faisait trêve à son travail, la nature continuait lentement le sien. A la Gran Cava, sur certaines

des parois, le carbonate de chaux, dissous par les eaux d'infiltration de la surface, ou les eaux des sources intérieures, s'est fixé en stalactites cristallines, dures comme le marbre dont elles proviennent. En d'autres points, la pyrite de cuivre, la blende, etc., décomposées par les agents atmosphériques, ont donné naissance à des minéraux particuliers, épigéniques, tels que des carbonates et silicates de cuivre ou de zinc, des hydrocarbonates de zinc, de cuivre et de chaux (buratite), des hydrosilicates d'alumine et de cuivre, etc. (1).

L'amphibole s'est aussi décomposée, et sur certains points elle est devenue tendre et friable, comme aussi l'iénite, dont le fer est souvent passé au maximum d'oxydation.

A la surface, et sur les haldes qui sont au devant des anciennes descenderies, haldes dont quelques-unes atteignent par leur étendue de gigantesques proportions, comme peu de mines en offrent même de nos jours, on a retrouvé, mêlé aux gangues laissées là par les Étrusques, des particules métallifères, dont les colorations bien connues trahissent la présence du cuivre.

Préparation mécanique.

Ces déblais métallifères prouvent qu'un premier triage et cassage à la main s'opérait sur le carreau de la mine, et il est probable que ce triage était suivi d'un nouveau cassage plus soigné, et peut-être aussi d'un broyage et d'un lavage qu'on faisait subir aux minerais avant de les porter dans les fours. Partout, en effet, on retrouve les scories cuivreuses, traces de la fusion, le long des cours d'eau du pays, et ces cours d'eau n'étaient pas assez abondants pour faire mouvoir une

(1) Voir, *Annales des mines*, 4e série, t. IX et X, les analyses de ces minéraux données par M. Delesse.

soufflerie mécanique. L'époque dont je parle ne saurait comporter, du reste, des appareils de cette sorte, et la force mécanique n'était guère empruntée alors qu'aux bras de l'homme.

Fusion du minerai.

En deux points, la fusion a été très-prolongée, et sur l'un de ces points, nommé encore aujourd'hui la Fucinaja (la forge), voisin de la Gran Cava, on retrouve une série de douze à quinze monticules de scories cuivreuses, disséminés de part et d'autre du ruisseau qui sillonne la vallée. Sur le second point, dit Valle Lunga, à la Gherardesca, on rencontre les amas de scories étagés de la même façon. La quantité existante en place est d'environ 30.000 tonnes à la Fucinaja, et de 15.000 tonnes à la Gherardesca. Mais il est bien permis de supposer que la quantité primitive a été double au moins, et qu'une grande partie des scories a été emportée par les eaux pluviales. En effet, les divers dépôts gisent tous en talus de part et d'autre des versants des vallées de la Fucinaja et de la Gherardesca, et dans les pluies d'orage l'entraînement des eaux latérales descendant dans le thalweg a dû porter à la longue, vers le lit du ruisseau adjacent, une quantité énorme de scories. A Valle Lunga, comme à la Fucinaja, on retrouve de ces scories disséminées sur le parcours de l'eau sur plus de 2 kilomètres d'étendue.

On rencontre encore çà et là au milieu des scories en place, des débris des pierres réfractaires qui composaient les fourneaux. Elles ont été extraites de roches euritiques et ryacolitiques que l'on trouve dans le voisinage. Ces pierres étaient taillées en petit appareil. Elles sont parfois un peu vitrifiées sur les bords, mais se sont bien conduites au feu. La surface est légèrement rougie, et dans l'eurite les larges cristaux de feldspath orthose se détachent très-nettement sur la

masse. Un certain nombre de fours devaient fonctionner à la fois sur le même ruisseau, et j'ai retrouvé l'emplacement de plus de vingt de ces fours à la Fucinaja. Le vent devait être fourni par des soufflets à main, les machines hydrauliques étant alors peu connues. Aucun des cours d'eau de la contrée ne paraît du reste, ainsi que je l'ai dit plus haut, avoir été assez abondant pour se prêter à l'installation d'une soufflerie mécanique, qu'on ne pourrait non plus y établir aujourd'hui, vu le peu de volume de ces eaux en toute saison. Ces fours, dans tous les cas, à en juger par les ruines qui en restent, ont dû être très-bas, du genre des feux catalans, ou des feux comtois employés pour la fabrication du fer, ou encore du modèle des fours écossais en usage en Angleterre dans le traitement des minerais de plomb riche.

Le même fait d'amas de scories étagés le long d'un ruisseau, sur les deux rives, comme dans le Campigliais, se représente en Sardaigne, et la tradition en attribue l'origine à une colonie d'Étrusques. Seulement, il ne s'agit plus cette fois de scories de plomb argentifère. Ce travail pourrait peut-être aussi provenir des Phéniciens, qui, à une époque très-reculée, ont possédé la Sardaigne, et qui étaient, comme on le sait, très-avancés dans les arts métallurgiques. Les Étrusques ont dû apprendre la fusion des métaux des Phéniciens, qui l'enseignèrent aussi aux Carthaginois. Les relations commerciales suivies répandaient ainsi, à défaut de livres, et entre les divers peuples de l'antiquité, la connaissance des arts industriels.

Les scories cuivreuses que l'on rencontre dans le Campigliais sont bien fondues, de couleur tirant sur le noir, bulleuses, mais nullement vitreuses, si ce n'est parfois sur les bords. Elles ressemblent à des scories de Scories.

fer, et comme elles, elles attirent le barreau aimanté. Leur densité moyenne est de 2,80. Quelques-unes trahissent par des efflorescences verdâtres la présence du cuivre. La quantité de ce métal utile qu'elles renferment va jusqu'à 1 1/2 à 2 p. 100 à la Fucinaja, mais ne dépasse pas 1/2 p. 100 à la Gherardesca. Elles contiennent beaucoup de fer, 30 à 32 p. 100, et généralement 2 1/2 à 3 p. 100 de plomb, riche à 1 ou 1 1/2 millième d'argent, soit 2g,50 à 3 grammes d'argent aux 100 kil. de scories. Ces scories ne sont bien attaquées que par les acides concentrés et si on les porphyrise soigneusement. La quantité de silice qu'elles renferment est de 50 p. 100 environ. Aux métaux ci-dessus rapportés, il faut joindre le zinc, qui se révèle souvent en grande quantité par des efflorescences blanchâtres, mais dont la proportion moyenne dans les scories ne dépasse guère 3 p. 100; enfin le cobalt et le manganèse, mais rarement, et à l'état de trace seulement. Le soufre n'existe pas d'ordinaire dans les scories à moins qu'elles ne contiennent en même temps quelques grains de mattes. Les matières terreuses sont la magnésie, la chaux et l'alumine, pour une proportion de 4 à 5 p. 100 environ. En somme, la composition moyenne des scories de Fucinaja est sensiblement la suivante :

Silice	50,000
Protoxyde de cuivre	2,000
Protoxyde de fer	35,000
Protoxyde de plomb	4,000
Protoxyde d'argent	0,005
Prototoxyde de zinc	3,500
Protoxyde de cobalt et de manganèse	traces
Magnésie, chaux, alumine	5,000
Soufre	traces
	99,505

La composition de ces scories s'explique d'elle-même

quand on sait qu'elle proviennent d'un minerai dont la gangue est l'amphibole et l'iénite, mêlées quelquefois de quartz et d'oxyde de fer manganésifère, et que le minerai est la pyrite de cuivre unie à la blende, à la pyrite de fer et peut-être à un peu de galène. Mais la présence du plomb dans les scories paraît due plutôt à ce qu'on ajoutait à la fusion une certaine portion de ce métal, ainsi qu'on le verra plus loin.

Les scories de la Gherardesca ont à peu près la même composition que celles de la Fucinaja. Elles sont seulement beaucoup plus pauvres en cuivre, et ne renferment que des traces de zinc. La quantité de plomb contenue est aussi un peu inférieure et ne dépasse guère 2 p. 100. Proviennent-elles d'une fusion cuivreuse mieux conduite, ou sont-elles simplement le résultat d'une fusion plombeuse, c'est ce que je ne saurais décider, n'ayant pas retrouvé les affleurements certains du gîte que les Étrusques ont exploité à la Gherardesca.

Je ne dirai rien de quelques tas isolés de scories cuivreuses que l'on rencontre dans les makis, au lieu dit Biserno, entre le Monte-Calvi et la mer. Ils sont peu volumineux, et paraissent seulement provenir d'essais en grand faits sur place plutôt que de fusions régulières.

Parmi les scories de Fucinaja et la Gherardesca, on découvre quelquefois des mattes, qui se reconnaissent très-bien à leur structure argentine et unie, et à leur plus grande densité. Quelques échantillons ont donné jusqu'à 30 et 35 p. 100 de plomb, et 10 à 12 p. 100 de cuivre. Mais les mattes se présentent en très-petite quantité, surtout à cet état de richesse. Mattes.

Les scories dénotent généralement une fusion très-bien entendue, et il est très-rare de rencontrer des loups; mais quelquefois on retrouve dans les scories du

cuivre et du plomb métalliques, en très-petites portions il est vrai.

Combustible.

Le combustible employé était le bois ou le charbon de bois provenant d'essences de chêne et de chataignier. On employait le bois en petits rondins, et l'on rencontre souvent dans les scories l'empreinte de ces rondins eux-mêmes, *fossiles* d'un ordre tout nouveau. Ces rondins pouvaient avoir de 3 à 4 centimètres de diamètre.

Objets retrouvés dans les scories.

On a quelquefois retrouvé au milieu des scories des monnaies, des scarabées, et des débris d'amphore, particuliers aux Étrusques. On y rencontre aussi des morceaux de minerai de la grosseur du poing, tels qu'on les passait dans les fours. C'est le même minerai qu'aujourd'hui, même gangue, et la teneur ne semble pas plus élevée, 2 1/2 à 5 p. 100 au plus.

Utilisation des scories.

Les scories anciennes du Campigilais ont été récemment employées à Campiglia comme fondants pour des fours à cuivre. On s'en sert aussi avec beaucoup d'avantage, et depuis très-longtemps déjà, pour remblayer les routes du pays. Mais peut-être pourrait-on en tirer encore meilleur parti, en les retraitant sur les lieux, pour le plomb, l'argent et le cuivre qu'elles renferment.

De la fusion des minerais de cuivre chez les anciens.

D'après ce qu'on peut lire dans les auteurs de l'antiquité qui nous ont transmis quelques détails sur la fusion des métaux, notamment Pline, dans son *Histoire naturelle*, le traitement des minerais de cuivre chez les Romains, et partant chez les Étrusques, dont les Romains devaient avoir pris les procédés, consistait principalement en une fusion pour fonte crue au four à manche. Pline ne fait mention ni du grillage ni du raffinage.

Les minerais de cuivre, qu'on ne soumettait qu'à une préparation mécanique grossière, devaient sans doute presque toujours renfermer, au moment de la fusion,

de la pyrite de fer, de la galène et de la blende. Le cuivre produit restait allié à la plus grande partie du plomb et du zinc et souvent de l'étain qui accompagnait parfois le minerai. Enfin le cuivre devait renfermer une certaine quantité de fer. Le résultat d'une première fusion était donc, outre les scories qui entraînaient avec elles la majeure partie du fer, et toutes les matières terreuses, le bronze ou airain, l'*æs* des Latins, que l'antiquité avait su plier à tant d'emplois divers, et que même elle adopta, avant de connaître le fer, pour tous les usages auxquels celui-ci se substitua plus tard.

L'alliage ainsi obtenu dans une première fusion était souvent cassant, propablement à cause du soufre qu'il renfermait, et alors on procédait à une deuxième fonte; c'était une sorte d'affinage. Quelquefois, pour rendre la coulée plus facile, on mêlait au minerai 8 p. 100 de son poids en plomb métallique. On opérait dans des fours à manche, avec du bois et probablement aussi du charbon de bois, et le vent était lancé par des soufflets.

L'airain de Chypre et de Corinthe était surtout renommé chez les anciens, mais l'airain des Étrusques, à en juger par tous les objets d'art qu'ils nous ont laissés, ne le cédait en rien aux précédents. Les anciens paraissent avoir peu connu le cuivre rouge; mais ils ont connu le laiton, qu'ils nommaient comme nous cuivre jaune.

Plomb et argent.

Les Étrusques ne se sont pas bornés à exploiter les mines de cuivre dans le Campigliais, ils y ont aussi exploité celles de plomb argentifère. Le minerai, fondu dans le four à manche, a dû être ensuite coupellé pour en extraire l'argent. Parmi les monnaies étrusques retrouvées à Populonia on rencontre en effet, avec des monnaies en cuivre en très-grande abondance, une certaine quantité de monnaies d'argent. Quant au plomb lui-même, bien qu'il en reste peu de traces parmi

les objets étrusques retrouvés en Toscane, il est permis cependant de penser que les Étrusques l'ont employé à fondre des tuyaux, et pour la confection de ces glandes de plomb, qu'on lançait avec la fronde, et dont on a retrouvé une assez grande quantité dans le Campigliais. Enfin, le plomb a dû être employé comme fondant dans le traitement du minerai de cuivre.

Or.

On a retrouvé à Populonia quelques monnaies d'or et beaucoup de bijoux de ce dernier métal. Cet or provenait sans doute du lavage de sables aurifères. Peut-être aussi le tirait-on de contrées lointaines avec lesquelles les Étrusques pouvaient être en relation commerciale. Le fait est qu'on ne connaît aujourd'hui en Toscane aucun gisement aurifère certain.

Conditions économiques de l'industrie minérale chez les Étrusques.

On a vu plus haut que la quantité de scories cuivreuses répandues dans tout le Campigliais est environ de 50.000 tonnes, et qu'elle a dû être double au moins chez les Étrusques, soit 100.000 tonnes. Je supposerai que cette quantité ne correspond qu'à une égale proportion de minerai traité. Cela donnerait une durée de deux siècles à l'exploitation étrusque en admettant une extraction annuelle de 500 tonnes de minerai pour toutes les mines du Campigliais réunies, et la production *utile* n'a certainement pas dépassé ce chiffre. On se demandera peut-être comment, avec des roches si dures et si pauvrement métallifères, l'exploitation des anciens, qui n'avaient ni la poudre ni les moyens mécaniques que nous possédons, et qui étaient en même temps si peu avancés en connaissances techniques, comment cette exploitation, dis-je, a pu se soutenir avec profit. On a argué du travail des esclaves; mais les esclaves coûtent d'achat et d'entretien; il faut compter aussi l'intérêt de l'argent employé à les acquérir, et dans les mines, la surveillance étant très-difficile, l'esclave

et à plus forte raison le prisonnier de guerre, ou le condamné aux mines, produisent très-peu d'effet utile, et toujours moins que l'ouvrier libre. On a parlé aussi de concentrations métallifères sur la tête des dykes du Campigliais; mais les affleurements de ces dykes existent intacts en plus d'un point, et toujours ils se montrent avec les apparences de la plus grande pauvreté. A l'intérieur, quand on est entré dans les chantiers étrusques pour la première fois, on a trouvé le minerai tel qu'il est aujourd'hui, c'est-à-dire d'une très-faible teneur, et les déblais anciens ne permettent non plus aucun doute; si bien que j'incline à croire que la seule bonne raison qu'on puisse donner de l'exploitation avantageuse des Étrusques sur un gîte si difficile à l'attaque, et si pauvre de teneur, est l'emploi si étendu du bronze chez les anciens, et par suite le haut prix auquel ce métal devait être parvenu à une époque où le fer était moins travaillé et très-cher, beaucoup plus que le bronze, et où ce dernier métal, d'un travail en définitive facile, était appliqué à tous les usages de la vie civile et militaire : ustensiles domestiques, objets d'ornements, statues, monnaies, lances, casques, cuirasses, etc. Il existait à Arezzo, dans l'Étrurie, une importante manufacture de tous ces objets, qui continua de fabriquer sous la domination romaine. J'ajouterai que l'Étrurie était alors le grenier de l'Italie et que les *Maremmes* ne présentaient pas l'état de désolation qu'elles offrent aujourd'hui. L'ouvrier devait donc y vivre à très-bon compte, et par suite le prix de la journée de travail devait être très-modéré.

Les mines de Campigliais ne sont pas les seules que les Étrusques aient excavées, et diverses autres mines de la Toscane étaient aussi en exploitation régulière dès cette époque reculée. Autres mines de la Toscane exploitées par les Étrusques.

Montieri et Massa.

A Montieri, c'étaient des mines d'argent et de cuivre, et les étymologistes voient même dans Montieri la corruption de deux mots latins, *Mons æris* (la montagne du cuivre). A Massa, c'étaient des mines de fer, de cuivre et de plomb argentifère. Il est probable que les monnaies et les bijoux de cuivre, d'argent et d'or de Vétulonia provenaient exclusivement des métaux retirés de ces mines.

Rocca Tederighi.

A Rocca Tederighi, des mines de cuivre très-importantes ont été aussi exploitées par les Étrusques, et l'on veut que des auges en trachyte, que l'on rencontre encore éparses çà et là non loin de ces mines, aient servi au lavage des minerais. Dans tous les cas, des appareils rudimentaires, comme ceux dont il est question, ont dû nécessairement précéder les divers mécanismes de lavage et de préparation mécanique aujourd'hui si complets et si ingénieux.

Monte Catini.

A Monte Catini, près Volterra, les mines de cuivre, aujourd'hui si productives, ont été aussi exploitées par les Étrusques, et par là s'explique l'abondance des monnaies de cuivre de Volterra.

Le Bottino et Val di Castello.

Enfin, dans le nord de la Toscane, les mines de plomb argentifère des Alpes Apuanes, aux lieux qu'on appelle aujourd'hui le Bottino et Val di Castello, près Seravezza, ont été excavées par les Étrusques, et peut-être la colonie qu'ils avaient établie à Lucques y avait-elle été importée dans ce but; peut-être aussi le port de Luni, dont on retrouve les ruines non loin de l'embouchure du fleuve Magra, doit-il sa fondation à l'exploitation des mines d'argent de cette région métallifère.

Le nom même de Luni ou Luna (la lune) trahit celui de l'argent; car on sait que les anciens avaient dédié leurs sept métaux à chacune des sept planètes, et que la lune, qu'ils regardaient comme une planète, représen-

tait l'argent, aussi dédié à Diane; le fer était Jupiter, le cuivre Vénus, etc. La cité de Luna avait d'ailleurs pour emblème un croissant, que l'on retrouve sur les monnaies antiques de cette ville, et je ne sais plus quel auteur latin, Stace, je crois, l'appelle quelque part Luna la métallifère (Luna metallifera).

Scorie provenant de la fusion.

Partout, au voisinage des mines que nous venons de citer, on rencontre des scories provenant de la fusion; mais en aucun lieu les travaux métallurgiques ne paraissent avoir eu une durée aussi longue que dans le Campigliais.

Difficulté de faire la part des travaux étrusques ailleurs que dans le Campigliais.

D'autre part, les travaux plus modernes, greffés sur les travaux anciens, ont fait disparaître, partout ailleurs que dans le Campigliais, toute trace des ouvrages étrusques, et il n'est plus permis aujourd'hui, en vue surtout de l'étendue et de l'importance des travaux du moyen âge, à Montieri et Massa-Marittima par exemple, de faire, ailleurs qu'à Campiglia, la part des deux époques étrusques et du moyen âge.

Civilisation industrielle des Étrusques.

Et maintenant pour résumer ce que j'ai dit de la civilisation industrielle des Étrusques, sur laquelle il me paraît que les historiens ne se sont point assez étendus, je dirai qu'il me semble avoir suffisamment prouvé ce fait, à savoir que l'art des mines et de la métallurgie, qui a pris naissance avec les besoins des sociétés anciennes, était, dès le xe siècle avant Jésus-Christ, c'est-à-dire quatre siècles avant la fondation de Rome, ardemment cultivé sur toute l'étendue de l'Étrurie, et que dès cette époque reculée, une nation intelligente et vouée aux arts avait exécuté dans plusieurs mines de la Toscane des travaux étendus, dont quelques-uns étonnent, par leur immensité, même les générations actuelles qui possèdent cependant la poudre, l'acier et des moyens mécaniques puissants.

J'ai montré aussi qu'à la même époque ce même peuple savait fondre les minerais de fer, de plomb et de cuivre, et que l'examen de scories provenant de la fusion ne dévoile à la chimie moderne qu'un travail parfaitement conduit. J'ajouterai enfin que les divers objets étrusques répandus avec tant d'abondance dans les différents musées de la péninsule, statues et vases de bronze, bijoux en or et en argent, monnaies, etc., tout indique que le peuple étrusque avait atteint, à une époque très-reculée, un degré de civilisation remarquable, et que s'il avait appris des Phéniciens l'art de traiter les minerais, il avait surpassé ce peuple dans l'art de fondre et de travailler les métaux pour en faire des objets de luxe et d'ornement.

Abandon des mines de l'Etrurie et causes de cet abandon.

A la même époque où Rome achevait la soumission de l'Étrurie, elle conquérait l'Espagne, et elle avait déjà fait de l'île de Sardaigne, qu'elle arrachait aux Carthaginois, une province de la république. L'Espagne et la Sardaigne étaient alors fameuses par le travail des mines et par les richesses qui en provenaient. Ces mines continuèrent d'être exploitées après la conquête, tandis que les mines de l'Étrurie furent entièrement délaissées. On ne s'expliquerait guère l'abandon de mines qui étaient pour ainsi dire aux portes de Rome, si une loi très-ancienne du sénat, loi que Pline rappelle souvent dans histoire naturelle, n'avait enjoint de respecter le sol italien.

Le sénat eut sans doute en vue de favoriser ainsi, dans la péninsule, les développements de l'agriculture, et de laisser intactes pour l'avenir les substances minérales que l'Italie renfermait dans son sein. Peut-être aussi voulait-il affaiblir, en les privant de cette source de richesse, les peuples italiens, trop rapprochés de Rome. Enfin, comme la politique extérieure de la répu-

blique était essentiellement colonisatrice, défendre l'exploitation des mines sur le sol italien et la permettre sur le sol conquis à l'étranger, c'était appeler sur ce dernier point les éléments d'une nombreuse colonie venue de la métropole, et apportant dès lors, chez les peuples soumis, les idées, les mœurs et la langue de Rome. On a vu la même chose se passer en Espagne, où l'exploitation des mines fut prohibée à l'époque de la découverte du nouveau-monde. Quoi qu'il en soit du sénatus-consulte cité par Pline, et dont on n'a point retrouvé le texte, ce qui fait qu'on ne peut sûrement connaître les raisons et les considérants qui ont guidé le sénat de Rome; ces raisons ne sont certes pas celles que donne Agricola dans son traité *De veteribus et novis metallis*, liv. I, où il dit que la défense d'exploiter les mines en Italie provenait de ce que le sénat de Rome avait reconnu que les dégâts produits par l'exploitation des mines sur le sol arable n'étaient pas compensés par le profit qu'on retirait de la production de ces mines elles-mêmes.

Pline déplore le fait de l'abandon des mines d'Italie et il revient par trois fois, dans le mémorable ouvrage qu'il nous a laissé, sur l'ensemble de toutes les connaissances scientifiques de l'antiquité. Dans le livre III, chap. 24 de son *Histoire naturelle*, après avoir tracé le tableau général de l'Italie, il ajoute : « Par l'abondance » de toutes sortes de mines, elle ne le cède à aucune » autre contrée, mais l'exploitation en a été *interdite* » par un ancien sénatus-consulte qui commande que » l'on *épargne* l'Italie (1). »

Plus loin, livre XXIII, chap. 21, où il commence à

---

(1) Metallorum omnium fertilitate nullis cedit terris; sed interdictum in vetere consulto patrum, Italiæ parci jubentium.

traiter des métaux, Pline répète : « J'ai dit qu'un ancien » sénatus-consulte voulait qu'on *épargnât* l'Italie, sinon » aucune terre ne serait plus riche de minerais (1). »

Et enfin, dans le dernier livre, au dernier chapitre, presqu'en concluant, il est dit : « Pour l'exploitation » des mines d'or, d'argent, de cuivre, de fer, tant qu'il » fut permis de les excaver, l'Italie ne l'a cédé à aucun » autre pays (2). »

J'ai cité *in extenso* ces divers passage du plus célèbre naturaliste de l'antiquité, pour prouver que les Romains, quoi qu'on ait pu dire sur la vue d'anciens travaux qu'on oubliait de rapporter aux Étrusques, leurs seuls auteurs, que les Romains, dis-je, n'ont jamais exploité les mines de la Péninsule italique.

Strabon, d'ailleurs, dit en propres termes, qu'en passant à Populonia, il y trouva des mines abandonnées, et Strabon visita Populonia vers l'an 27 du Christ, c'est-à-dire aux plus beaux temps du luxe, de la puissance et de la richesse romaines.

Rome tire les métaux des pays non italiens.

Mais les pays conquis ont, par contre, amplement payé à la république le tribut de leurs richesses minérales, entre autres l'Espagne et la Sardaigne déjà fouillées par les Phéniciens et les Carthaginois. La Grèce, la Macédoine, l'île de Chypre, qui a donné son nom au cuivre, et plus tard l'Asie Mineure, toutes contrées dont les mines remontent à l'antiquité la plus reculée, fournirent aussi à Rome, pendant plusieurs siècles, tous les métaux dont elle avait besoin.

Cet état dura jusqu'aux derniers temps de l'empire,

---

(1) Italiæ parci vetere interdicto patrum diximus, alioqui nulla fecundior metallorum quoque erat tellus.

(2) Metallis auri, argenti, æris, ferri, quamdiu licuit exercere nullis cessit.

(Pline. *Hist. nat.*, lib. XXVII, ch. 77.)

où les mines des provinces furent même réglementées, et des officiers ou intendants des mines, *procuratores metallorum*, institués par ordonnance impériale.

Parmi les mines citées dans ce mémoire, celles de fer de l'île d'Elbe furent les seules qui demeurèrent en exploitation en Italie, après la conquête de l'Étrurie. Les Romains, qui jusqu'alors n'avaient employé que le bronze, commencèrent à employer le fer, et l'on peut lire dans Tite-Live, déc. III, liv. VIII, qu'à l'époque de la deuxième guerre punique, Populonia fournit à Scipion l'Africain tout le fer dont il avait besoin pour son expédition contre Carthage. Cinquante ans plus tard, Virgile, dans son *Énéide*, citait l'île d'Elbe comme riche d'inépuisables mines de fer (1). Enfin, les mines de l'île d'Elbe furent exploitées sous l'empire romain jusqu'à la grande invasion des Barbares; car un voyageur latin, Rutilus Numatianus, qui passa à Populonia vers le ve siècle après le Christ, et qui nous a laissé de son voyage une pittoresque description, nous parle du travail du fer à Populonia, et de l'exploitation du minerai de l'île d'Elbe, et il cite cette île dans un vers calqué sur celui de Virgile. Mines de fer de l'île d'Elbe exploitées par les Romains.

Cette discussion sur l'état de l'exploitation des mines en Toscane pendant la période romaine, me servira de trait d'union entre la période étrusque et la période du moyen âge. Pour les Barbares, ils eurent en Italie, aux premiers temps surtout de la conquête, bien autre chose à faire qu'à s'occuper d'exploitation des mines ou de métallurgie, et j'ai déjà dit comment ils entendaient la pratique de ce dernier art.

---

(1) Insula inexhaustis chabybum generosa metallis.
(*Énéide*, lib. X.)

DEUXIÈME PARTIE.

DE L'EXPLOITATION DES MINES ET DE LA MÉTALLURGIE EN TOSCANE PENDANT LE MOYEN AGE.

Reprise des mines au moyen âge.

Pendant le moyen âge, l'exploitation des mines se poursuivit en Toscane avec autant d'activité que sous les Étrusques, et les restes de tous les travaux de cette époque, comme ceux de la période étrusque, étonnent par leur étendue.

Massa-Marittima, centre des travaux.

Massa-Marittima fut, au moyen âge, le centre principal de toutes les exploitations, comme Populonia l'avait été sous les Étrusques.

Ce n'est pas que d'autres localités n'aient aussi présenté alors un certain degré d'activité minérale; mais Massa, en attaquant à la fois tous les innombrables gîtes métallifères disséminés comme à l'envi dans les profondeurs de son sol, offrit un exemple qui n'avait pas eu de pareil, et ne devait pas se renouveler. Nulle part l'histoire ne fait mention d'un ensemble aussi imposant d'exploitations sumultanées. Les bouches encore ouvertes de toutes ces anciennes excavations, les tas de déblais qui en proviennent, et les amas de scories çà et là accumulés, excitent aujourd'hui encore l'étonnement du géologue et du mineur.

Époque d'activité florissante.

C'est entre l'an 1200 et l'an 1348 que je crois pouvoir fixer la période la plus florissante des travaux du moyen âge dans le Masselan, et bien que les mines de ce district aient été aussi excavées par les Étrusques, les derniers travaux, je veux dire ceux du moyen âge, ont effacé par leur étendue toute trace des excavations primitives.

Époque et causes de l'abandon des travaux.

L'année 1348 marque pour l'exploitation des mines de la Toscane une date fatale : ce fut à cette époque qu'une peste effrayante, celle qu'a décrite Boccace,

vint désoler toute la Toscane. A un événement déjà si triste vinrent s'ajouter de malheureuses circonstances politiques et économiques. Les mineurs ne purent résister à tant d'ennemis conjurés, et les travaux des mines furent alors partout abandonnés. Ils n'ont jamais été repris depuis d'une manière active et suivie.

Importance industrielle de Massa au moyen âge

Massa portait alors le nom de *Massa aux mines*, *Messa metallorum*, et elle n'est plus connue aujourd'hui que sous le nom de Massa Marittima ou Massa des Maremmes. Elle comptait près de 20.000 habitants dans ses murs, et résistait victorieusement aux attaques des républiques voisines de Volterra et Sienne. Elle fournissait des mineurs à divers souverains, et elle en adressait jusqu'à cent à la fois au duc de Calabre, qui en avait demandé ce nombre. Elle avait un hôtel des monnaies, et puissante par l'industrie du cuivre et du plomb, elle l'était aussi par son commerce, et envoyait les produits de ses usines métallurgiques jusque sur les marchés d'Allemagne.

Code des mines.

Enfin Massa, réglementant son exploitation, aura la gloire d'avoir été le premier état pourvu d'un code de mines complet, et ce code, conservé manuscrit à la bibliothèque des Uffizj, à Florence, est une œuvre des plus remarquables, non-seulement pour le temps où il a été écrit, mais encore pour l'époque actuelle.

Ce code remonte à l'an 1200, et ne contient pas moins de 86 articles écrits dans le latin barbare de l'époque (1). Il suffirait à lui seul pour établir l'importance que les travaux des mines ont eu à Massa pendant le moyen âge, si d'autres preuves encore plus palpables ne

(1) Le commentaire de la loi de Massa, par l'auteur de ce mémoire, sera publié dans la première livraison de 1859 (partie administrative). C.

venaient nous donner la mesure de l'immense activité industrielle que la république de Massa dut présenter à cette époque, et ces preuves sont celles qui ressortent d'une visite générale du terrain.

Restes des anciens travaux.

Aux abords de Massa, à 5 ou 6 kilomètres au plus de distance, tout aux alentours du mont sur lequel la ville est bâtie, on retrouve les traces des anciennes excavations. C'est par centaines qu'il faut compter les puits d'exploitation dans un même district, et sur des étendues de 10 à 15 hectares seulement. Ils sont si rapprochés que leurs haldes vont jusqu'à se confondre. La plupart des ouvertures, encore béantes, accusent des profondeurs qui varient entre 50 et 100 mètres, et quelquefois bien davantage.

Parfois on retrouve aussi les sables stériles provenant d'anciens lavages, et très-souvent des tas nombreux de scories, traces du traitement métallurgique.

Noms significatifs de quelques localités.

La plupart des localités excavées au moyen âge ont reçu, dans les temps modernes, des noms qui rappellent les travaux dont elles furent témoins. C'est *Serra bottini*, la montagne des puits; *il loppajo* et *lo schiumajo* ou le tas des scories; *campo alle cave* ou le champ des mines; *Val pozzoja* ou la vallée des puits, etc.....

But de cette deuxième partie.

Ces différentes localités ne seront pas décrites ici dans leurs détails : un tel sujet entraînerait trop loin. Mais on dira d'une manière générale quels furent au moyen âge, dans le district de Massa, les moyens d'exploitation employés, quels les procédés de fusion. Cette histoire du passé sera rétablie non-seulement par l'étude des lieux, mais encore par divers extraits de la loi sur les mines dont j'ai déjà parlé, et qui donne sur la partie technique de très-précieux détails, bien qu'elle soit plus intéressante encore au point de vue administratif.

Avant de commencer ce qui a trait à l'étude des mines anciennes de Massa, je vais jeter un coup d'œil géologique rapide sur les différentes formations métallifères du Massetan.

Coup d'œil géologique sur les formations metallifères du Massetan.

Les formations métallifères du Massetan sont presque toutes encaissées dans le terrain que les géologues toscans ont successivement dénommé sous les noms de terrain *étrurien* et terrain d'*Alberese*. Ils rattachent aujourd'hui ces dépôts aux terrains nummulitique et crétacé supérieur des géologues français. Quoi qu'il en soit, cette formation est essentiellement composée de trois étages, qui sont en allant de haut en bas :

1° Un étage de grès compactes et siliceux, dit *macigno;*

2° Un étage de calcaires cristallins, dit calcaires de l'alberese ou simplement *alberese;*

3° Enfin un étage de schistes friables, mêlés de bancs calcaires peu épais, dit étage des *galestri.*

C'est surtout dans l'étage inférieur, celui des galestri, qui se trouvent renfermées la plupart des formations métallifères du Massetan. Quelques-unes traversent l'alberese; mais le macigno est généralement stérile.

Ces formations sont les suivantes :

1° Une série de filons-couches quartzeux, dont un véritable dyke, a jusqu'à 12 mètres de puissance. A ceux ci viennent se rattacher un ensemble de filons peu inclinés, à gangue généralement quartzeuse, mais dont quelques-uns sont aussi à gangue amphibolique et d'oxyde de fer. La pyrite de cuivre est le minerai dominant; mais on y retrouve aussi la pyrite de fer, quelquefois en très grande abondance, le cuivre gris, les cuivres oxydés, oxydulés et carbonatés, et souvent aussi le sulfure de cuivre. Les filons quartzeux

ont très-fortement modifié le terrain dans lequel ils sont encaissés. Nulle part l'action métamorphique, due à des actions hydropyrogènes, n'est plus sensible. Les schistes nummulitiques sont passés l'état d'alunites ou de stéaschistes, le fer au maximum d'oxydation, le calcaire à l'état de dolomies, etc.;

2° Un système de filons réguliers ou filons-fentes, à gangue siliceuse et calcaire, et taillant l'étage de l'alberese et des galestri dans une direction E. O. L'inclinaison de ces filons varie de 70 à 75° sur l'horizon, et leur puissance de $0^m,50$ à 1 mètre. Ils renferment surtout de la galène argentifère. Mais ils contiennent aussi de la blende, de la pyrite de fer et de cuivre, et quelquefois du minerai d'antimoine.

Cette formation et la précédente ont été principalement excavées par les anciens. La première à Pietra, l'Accesa, Capanne Vecchie, Serra Bottini, le Rocche et Cugnano, etc. La seconde à la Castellaccia, Poggio Montone, Prata, etc. (1).

3° Un immense dyke de fer peroxydé anhydre, surtout développée à Val d'Aspra et la Niccioletta, et qui semble se rattacher à ceux de Monte Valerio et de l'île d'Elbe. Les anciens l'ont exploité, mais seulement aux affleurements.

4° Enfin un système de filons métallifères N.-O.-S.-E., contenus dans des grès désagrégés, des calcaires marneux et des dolomies caverneuses. Ces filons renferment de la pyrite de cuivre et de la galène, et ont été, comme le gîte précédent, principalement exploités par les anciens à Val d'Aspra et la Niccioletta, au Nord-Est de Massa, où ils se montrent surtout développés. C'est

---

(1) Voir, pour la situation de toutes ces localités, la carte de détail, Pl. IX, *fig.* 3.

là que devraient exister, à ce qu'on croit, les mines des Rocchette et de la Regina fameuses au moyen âge.

Les minerais de cuivre et de plomb argentifère étaient, on le voit, ceux surtout exploités à Massa pendant le moyen âge, aussi l'expression *ars rameriæ* et *argenteriæ* revient-elle pour ainsi dire à chaque article dans la loi sur les mines de Massa (1). **Minerais exploités.**

Les méthodes d'exploitation employées étaient différentes suivant les gîtes attaqués. **Méthodes d'exploitation.**

Dans les filons-couches quartzeux, on se bornait à creuser des puits verticaux très-rapprochés, et, à différents étages, on rentrait dans les couches métallifères, que l'on exploitait par grandes tailles avec remblais, ou par piliers et galeries.

Le minerai était monté par les puits par le moyen d'un tour sur lequel s'enroulait un câble en chanvre (*canape*). **Sortie au jour.**

C'était par le moyen de ce tour que s'effectuait aussi la remonte et la descente des ouvriers. A cet effet, sur chaque puits, ou au moins sur chaque mine, on devait tenir attachée au câble une courroie, ou une ample ceinture munie d'une boucle, de façon à ce que toute personne qui entrait par le puits pût, au moyen de cette ceinture, descendre et remonter plus sûrement (2). **Descente et remonte des ouvriers.**

Le voisinage des puits facilitait extrêmement l'aérage **Aérage, etc.**

---

(1) La loi de Massa, ainsi que je l'ai dit, est tout entière écrite en latin et d'un latin parfois macaronique. *Ars rameriæ* et *argenteriæ*, c'est proprement l'art d'excaver et de fondre les minerais de cuivre et d'argent. *Rame* veut dire cuivre en italien.

(2) Statuimus et ordinamus quod quælibet communitas foveæ habeat et habere debeat ad Canapem unam corrigiam sive cinghiam amplam et cum fibbia, cum qua quilibet ingrediens cum canape, ipsam possit se cingere, ut securius ingredi valeat foveam et exire. (*Loi de Massa*, art. 38.)

et le transport intérieur. En outre, comme il n'y avait pas d'eau dans les travaux, ou du moins que les travaux n'avaient pas encore atteint le niveau des eaux de la contrée, les galeries débouchant au jour devenaient par cela même complétement inutiles. Aussi, sur la formation métallifère dont nous parlons, ne rencontre-t-on à la surface l'ouverture d'aucune galerie de niveau ou d'écoulement, ni même d'aucune descenderie ancienne; mais parfois seulement l'entrée de quelque galerie de recherche, ouverte sur un affleurement.

Puits verticaux.

Les puits ont un faible diamètre, 1 mètre à $1^{m},20$ au plus; ils sont ronds, verticaux, et toujours creusés dans les plus strictes règles de l'art. Quelques-uns sont muraillés; mais plutôt pour résister à la poussée du terrain qu'à l'irruption des eaux, car tous sont parfaitement étanches.

Haldes.

Sur les haldes des puits on retrouve la trace des minerais excavés. Ce sont ordinairement des particules de galène généralement argentifères, des pyrites de cuivre que recouvrent des efflorescences de cuivres carbonatés bleu et vert, de la pyrite de fer presque toujours complétement transformée en hydrate. La blende seule n'est pas décomposée, et son abondance en petits fragments sur certaines haldes indique que l'on se livrait à la bouche des puits d'extraction, à un cassage et un triage à la main très-soignés.

Sur les filons-fentes, les méthodes d'exploitation étaient différentes de la méthode sur les filons-couches.

Galeries à travers bancs.

Des galeries de recoupement ou à travers bancs, souvent très-prolongées indiquent que les mineurs de cette époque avaient des notions très-certaines sur l'étendue des gîtes métallifères en direction et en profondeur. On peut voir, Pl. VIII, *fig.* 5, les plan et coupes des travaux encore accessibles de l'ancienne mine des *Roc-*

chette. Le gîte est bien aménagé, et en étudiant ce plan, on ne trouve que très-peu de différences avec les systèmes d'exploitation en usage aujourd'hui.

Je dois cette importante communication ainsi que beaucoup d'autres à l'obligeance de M. Rovis, habile directeur des mines dans le Massetan, et je suis heureux de l'occasion qui m'est offerte de le remercier ici publiquement.

Galeries de roulage.

Les galeries de recoupe servaient souvent de galeries de roulage ou plus exactement de sortie du minerai. Quelques-unes sont établies sur de grandes dimensions, 1m,60 à 1m,70 de large, sur 1m,80 à 2 mètres de haut. J'ai vu de ces galeries tracées avec une rectitude parfaite. Des parois nettes et bien dressées, une inclinaison convenablement ménagée pour l'écoulement des eaux dans un fossé latéral, partout la même direction et les mêmes dimensions, sont autant d'indices qui nous révèlent des mineurs très-expérimentés, et des directeurs de mines intelligents et attentifs. Il est vrai de dire que les galeries d'exploitation sont loin d'être aussi soignées. Elles suivent les formes irrégulières du gîte, et leurs dimensions sont souvent très-restreintes.

Instruments de précision.

Les instruments de précision étaient alors connus. Le niveau (*archipendolus*), l'équerre d'arpenteur (*isquadra ferrea*), et même, ce qui va paraître surprenant pour l'époque, la boussole (*calamita*), dont le nom ne peut laisser de doutes, tous ces instruments étaient déjà d'un usage répandu dans les mines, et sont plusieurs fois cités dans les différents articles de la loi des mines massetane. On mesurait avec un cordeau, d'où le verbe *cordeggiare*, et la mesure se prenait horizontalement, *ad planum*.

L'unité de mesure était le bras, *braccium*, peut-être le même que celui actuellement en usage en Toscane,

et qui équivaut à $0^m,584$. Il y avait aussi le pas, *passus*. Le pas valait 3 bras, et par conséquent $1^m,75$ à peu près.

Attaques par gradins.

La méthode d'exploitation employée était, dans les filons fentes, celle par gradins droits ou renversés, méthode encore aujourd'hui suivie dans tous les pays de mines.

Remblais.

On remblayait avec le stérile, et les murs en pierre sèche ainsi construits sont encore parfaitement en état.

Chambres d'exploitation.

Mais quand le terrain était résistant, la méthode d'exploitation suivie n'avait pas cette régularité classique, surtout si le filon offrait en même temps quelque renflement inusité. Alors on enlevait la matière utile sur toute son épaisseur. On a retrouvé quelques-unes de ces anciennes chambres, vides immenses qui rappellent ceux des Étrusques.

Puits intérieurs.

On a dit que le minerai était tiré au jour par les puits verticaux; mais quelquefois on le remontait d'un étage à l'autre au moyen de puits intérieurs, à l'aide de cordes et de poulies, et on le sortait par des galeries de niveau supérieures; d'autres fois le transport se faisait horizontalement au moyen de poulies de renvoi, et l'on voit encore sur certains points l'usure produite sur la roche par le passage répété de la corde à laquelle étaient attachées les corbeilles.

Outils employés.

L'outil généralement employé pour l'attaque de la roche était le pic. On a retrouvé dans les anciens travaux quelques-uns de ces outils, et leur forme, qu'on peut dire élégante, leur pointe aciérée bien dessinée, et leurs dimensions variables suivant la roche à attaquer, mais toujours très-bien calculées en vue de l'effet à produire et de la résistance nécessaire, tout indique, dans ces restes d'un âge passé, un degré d'avancement remarquable pour ce qui concerne les travaux de mines,

et ce progrès n'a pu être atteint que par une longue série d'années de travaux. (Voir Pl. VIII, *fig.* 6, deux modèles de pics trouvés dans les anciennes mines de Massa.)

Sur certaines parois de galeries, la trace du pic est encore fraîche et vivante, et l'on dirait que le mineur vient à peine de quitter le chantier. Mais en d'autres points, des stalactites qui quelquefois ferment la marche du visiteur viennent l'avertir qu'un long temps s'est écoulé depuis l'abandon des travaux. J'ai fixé plus haut cette époque, depuis laquelle plus de cinq siècles ont déjà passé.

Jamais le mineur ne s'est rebuté devant la dureté de la roche; des calcaires cristallins très-durs, des quartzites très-compactes ont été bravement attaqués par lui, grâce au bon aciérage des outils et de l'excellente qualité du fer qui les composait. Ces roches, aujourd'hui même que nous sommes aidés de la poudre, seraient toujours classées parmi les roches les plus tenaces.

Aux pics dont j'ai fait mention devaient se joindre, comme outils accessoires, le levier, la masse et les coins, employés de toute antiquité dans les travaux de mines. Je ne crois pas cependant qu'on ait trouvé dans les mines anciennes de Massa d'autres outils que les pics dont j'ai parlé, ou autres analogues.

Quand la nature de la roche le permettait, on se servait aussi du feu. Comme dans les mines d'Allemagne, on allumait les bûchers de la mine le samedi, et le lundi matin, à la reprise des travaux, on trouvait la roche étonnée et facile alors à abattre. Ce système d'attaque a surtout été employé dans les roches quartzeuses, et en plusieurs points on retrouve encore aujourd'hui, sur les parois latérales et sur le ciel des galeries, la trace laissée par le feu. Attaques des roches par le feu.

En d'autres points, on rencontre aussi, et dans de Éclairage des travaux.

petits vides latéraux de forme ovoïde et toujours voisins deux par deux, la trace laissée par la combustion des lampes. Je n'ai pu néanmoins déterminer, d'après la forme de ces vides, celle des lampes employées, et je ne sache pas qu'on ait trouvé aucune de ces lampes dans les vieux travaux. C'étaient sans doute des lampes en fer ou en terre, dans lesquelles on brûlait de l'huile d'olive de qualité inférieure.

Transport intérieur.

Le transport intérieur s'effectuait à dos, et les porteurs étaient chargés d'un sac en peau de buffle, qu'ils se liaient autour du corps avec une courroie, et dans lequel on mettait le minerai. Ces porteurs, dont il est question dans la loi sur les mines, y sont appelés *bolgaïnoli*, de l'italien *bolgia*, poche ou besace. On a retrouvé dans les mines de la *Castellaccia* quelques-uns de ces sacs, et dans d'autres mines des débris de peaux en provenant.

Boisages.

Dans les galeries, quand il fallait résister à la pression du toit, on s'est servi de boisages encore en place. Un chapeau entaillé à mi-bois à ses deux extrémités, et reposant sur deux montants latéraux appuyés aux parois de la galerie, rappelle le mode de boisage encore usité aujourd'hui.

Postes d'ouvriers.

Les ouvriers travaillaient dans la mine par poste non interrompus, c'est-à-dire à deux postes, *ad duas postas*, et tous les travaux s'arrêtaient le dimanche.

Les ouvriers employés dans les mines étaient les *picconerii* ou piqueurs, les *bolgainoli* ou porteurs, et enfin les *guerchi*, nom qu'on donnait aux manœuvres et à tous les ouvriers en général. Un maître mineur, *magister foveæ*, était attaché à chaque mine.

Comptables

Au-dessus de lui venaient le *partitor* et le *recollector*, c'est-à-dire le répartiteur et le receveur. C'était entre leurs mains que chaque actionnaire versait sa quote-

part des dépenses totales. Il y avait aussi le *scriptor* ou commis qui tenait les livres, et ces livres faisaient foi en justice. Le scriptor, en entrant en fonctions, devait, du reste, prêter serment auprès du capitaine du peuple, chef de la république massétane. Il inscrivait au compte de chaque actionnaire les sommes payées par ce dernier au portitor ou au recollector, notait toutes les dépenses de la mine, le total hebdomadaire de l'extraction, faisait la part de chaque actionnaire, etc.

Quelquefois les ouvriers ont dû travailler à prix faits, et à tant le bras courant; car on retrouve dans quelques galeries des croix faites au pic sur les parois latérales, et d'autres fois, sur ces mêmes parois, des lignes tirées du toit au sol de la galerie, qui paraissent indiquer la trace d'un front de taille. Ces traces vont se succédant d'une manière assez régulière, comme il convient dans un travail à prix fait, sur une roche homogène et de résistance connue. Prix faits.

A des galeries de niveau viennent souvent se rattacher des descenderies intérieures, et sur le seuil de ces descenderies sont parfois ménagés des gradins pour la descente et la remonte. Descenderies intérieures.

La profondeur des travaux intérieurs est comprise entre 100 et 150 mètres, et atteint même quelquefois 200 mètres. Il y a toujours sur cette hauteur plusieurs étages qui ont été successivement exploités. Profondeur des travaux.

Les puits verticaux débouchant au jour ont des profondeurs qui varient de 30 à 50 mètres, et cette faible longueur explique comment on a eu si peu de peine à les rapprocher autant et à en creuser un aussi grand nombre (1). J'ai cependant compté plusieurs puits Quelques détails sur les puits extérieurs.

(1) Dans le midi de l'Espagne, aux mines de la Sierra de Gádor, la même méthode d'exploitation par puits rapprochés peu

dont la profondeur est comprise entre 100 et 125 mètres. Quelques puits sont toujours en parfait état de conservation; mais souvent des puits sont comblés même jusqu'à leur orifice, soit qu'ils ne représentent qu'un travail qui aura été peu avancé, soit qu'ils aient été en effet comblés par les exploitants, qu'un article de la loi forçait quelquefois à l'exécution de cette mesure. Aujourd'hui encore, dans certains districts de mines, des règlements de police obligent les exploitants à tenir fermé l'orifice des puits abandonnés.

Il a déjà été dit plusieurs fois que les ouvertures des puits comblés ou non sont très-nombreuses dans le Massétan. Je doute qu'en aucun autre pays les travaux anciens présentent une aussi grande abondance de puits de mines, rassemblés sur des espaces aussi limités. Ces puits, qui, dans tout le Massétan réuni, sont au moins au nombre de mille, se rencontrent par centaines dans certains districts, et leurs orifices y sont toujours très-rapprochés. La distance qu'ils laissent entre eux n'est souvent que de 15 à 20 mètres. Rapportés sur un plan à l'échelle de 1 à 5.000 et même de 1 à 2.500, ils donnent à l'ensemble du dessin plutôt l'aspect d'une carte astronomique que d'un plan de mines, et comme ils sont disposés par groupes, ils figurent très-bien ces amas d'étoiles que tout le monde a vus représentés sur les cartes qui nous donnent la projection du ciel. (Pl. IX, *fig.* 1 et 2).

Il est difficile de tirer de la disposition des groupes de puits dans le Massétan aucune indication géologique intérieure ou externe. Quelquefois cependant, quand les filons sont très-inclinés, les groupes de puits

---

profonds et galeries intérieures irrégulières est employée, et M. Pernolet prouve que cette méthode offre plus d'économie que telle autre qui pourrait sembler plus classique. (*Annales des mines*, 4e série, t. X.)

sont alignés sur les directions qu'ils jalonnent; mais, dans l'exploitation des filons-couches, les puits, toujours très-rapprochés, paraissent ne laisser d'un groupe à l'autre que l'intervalle naturel fixé par la limite du terrain stérile ou des différentes concessions.

Préparation mécanique.

J'ai dit plus haut que le minerai était soigneusement trié et cassé à la main sur place; une inspection rapide des haldes suffit à le prouver. Mais on a retrouvé aussi des traces de préparation mécanique plus soignée, et aux mines de la Niccioletta, on voit encore un monticule de sables stériles provenant de lavages du minerai. Comme les grains sont de dimensions assez faibles, c'est une preuve que le lavage était précédé d'un broyage mécanique.

On devait laver ainsi les minerais de cuivre et les minerais de plomb, car ces minerais renferment presque tous dans le Massétan des gangues métalliques, telles que la blende et la pyrite de fer, dont il est toujours bon de se débarrasser pour la fusion.

Au lieu dit l'*Uccelliera*, vers les anciennes mines de Cugnano, au nord-ouest de Massa, on rencontre les haldes d'un atelier de débourbage, triage et cassage. Une source d'eau voisine et un amas de minerai disséminé sous un champ limitrophe ne permettent aucun doute sur l'existence en ce lieu d'un ancien atelier de préparation mécanique, surtout quand on observe que les morceaux de minerai encore existant sont tous à peu près de même grosseur.

Fusion.

La fusion s'opérait dans des fours à manche, et j'ai retrouvé à la Marsigliana les ruines de deux de ces fours. J'ai même vu une tuyère par où passait l'œil du soufflet. Elle est composée de deux feuilles de tôle très-bien ajustées, l'inférieure plate, la supérieure un peu convexe. La section transversale, assez large au com-

mencement, va en se rétrécissant jusque vers l'œil. C'est encore le modèle de tuyère employé aujourd'hui. A la Marsigliana, le champ voisin des fours porte le nom de *campo alle gore*, c'est-à-dire le champ des canaux, et l'on a retrouvé en place les aqueducs qui amenaient à l'usine de fusion les eaux de la Pecora, que l'on devait employer pour le service de la fonderie, et notamment des roues hydrauliques, qui mettaient en mouvement les soufflets des fours à manche.

Aux mines de Rocca Strada, exploitées en même temps que celles de Massa, un des fours à manche est encore debout. La section intérieure est carrée, et le four peut avoir 2^{m},80 à 3 mètres de hauteur sur 0^{m},70 de largeur intérieure. Il est en briques réfractaires, et on voit encore sur la face de rustine l'ouverture de la tuyère. Souvent, au lieu de briques, on employait, et c'était même le cas général, des pierres réfractaires. On les tirait soit de Gavorrano, où se rencontrent des granites à grains fins, semés de paillettes noires de mica, soit de Rocca Tederighi, où l'on trouve des roches porphyriques et trachytiques très-résistantes au feu. Le granite de Gavorrano et les trachytes de Rocca Tederighi sont encore employés aujourd'hui aux fonderies de Massa pour la chemise intérieure des fours.

La fusion se faisait au bois et au charbon de bois tirés des forêts voisines, et la campagne durait toute une semaine. Chaque samedi matin on mettait hors le feu et on réparait le four.

On faisait au moins deux fondages, un pour cuivre brut, l'autre pour cuivre fin. Le métal obtenu ne devait contenir au plus que 2 1/2 p. 100 de matières étrangères; plus tard, en 1310, la tolérance fut portée jusqu'à 3 1/2 p. 100.

Les ouvriers employés aux usines étaient le *colator* ou fondeur, l'*affinator* ou affineur, l'*immissor* ou chargeur et les aides appelés de divers noms : *famuli*, *laboratores*, *guerchi*. Les charbonniers, *carbonajoli*, apportaient le bois et le charbon aux usines. Un garde, *guardia*, était attaché à l'établissement, et le *factor* ou contre-maître exerçait la surveillance générale.

Le cuivre était coulé en pains ou en grenailles, *in pannectolis vel exgranatum*. On l'employait sur place à la confection de divers ustensiles et on en exportait aussi une grande quantité au dehors.

J'ai vu à Massa deux pains de cuivre retrouvés dans les scories de Cugnano. Ces pains ont à peu près 10 centimètres sur 1 1/2 à 2 centimètres d'épaisseur. Le métal est d'un beau rouge, d'un éclat soyeux dans la cassure fraîche. Il paraît très malléable, en un mot d'une excellente qualité et partant d'une grande pureté.

Deux essayeurs, nommés annuellement par la commune, devaient essayer le cuivre et les minerais. Ils étaient aussi chargés de déterminer la richesse des plombs en argent. Enfin ces mêmes essayeurs devaient être à la disposition des Massetans et des étrangers qui pouvaient avoir besoin de leur ministère. Essais docimasiques.

Il est évident que tous les essais se faisaient par la voie sèche. Le cuivre et le plomb devaient être séparés de leurs minerais au moyen de fondants appropriés et par la fusion dans des creusets réfractaires. L'argent devait être dosé par coupellation. On sait que la voie sèche était la voie de prédilection des anciens docimasistes et des alchimistes.

La loi de Massa ne dit rien du traitement du plomb argentifère. On devait évidemment, dans une première fusion au four à manche, obtenir du plomb d'œuvre, et l'argent devait en être retiré par voie de coupella-

tion. Les litharges, alors sans emploi, étaient sans doute révivifiées, et ce dernier cas est probable, car la loi de Massa rappelle plusieurs fois le plomb, et je n'ai jamais découvert de litharges au milieu des anciens tas de scories qui datent de cette époque.

Scories. Ces scories se rencontrent en une foule d'endroits, entre autres à l'Accesa, la Marsigliana et l'Arialla qui était la fonderie publique. A l'Accesa et la Marsigliana, la quantité existante n'est guère que de 1.500 à 2.000 tonnes; mais à l'Arialla, il y a 4 à 5.000 tonnes apparentes, et, sous les champs voisins, une vingtaine de mille tonnes au moins, c'est-à-dire un dépôt de $0^m,40$ à $0^m,50$ de hauteur, disséminé sous le sol à une profondeur variable entre 1 mètre et $1^m,50$ sur plusieurs hectares d'étendue. Quelquefois deux dépôts successifs sont séparés par une couche de sable d'alluvion ou de terre végétale, comme si deux époques de fusion avaient dû se succéder à des intervalles très-éloignés.

Généralement les scories indiquent partout une très-bonne allure. Celles de cuivre sont seulement quelquefois semées d'efflorescences verdâtres, mais ne renferment guère que 1 à 2 p. 100 de cuivre et souvent des traces seulement de ce métal. La quantité de plomb contenue est de 2 à 2 1/2 p. 100; fer, 28 à 30 p. 100; silice, 35 à 40 p. 100. Le reste en chaux, alumine et magnésie. La composition, on le voit, est à peu près la même que celle des scories étrusques du Campigliais. Les scories massetanes ont du reste les mêmes apparences et présentent les mêmes propriétés physiques.

Comme les scories étrusques, elles sont toutes très-peu riches en argent; elles en contiennent seulement de 30 à 50 grammes à la tonne, quelquefois, mais rarement, jusqu'à 100 grammes, et il n'y aurait pas

avantage à les reprendre, à moins d'opérer sur les lieux mêmes; mais les dépenses préalables nécessitées en pareille circonstance empêcheront toujours une opération de ce genre, qui ne pourrait s'exécuter avec quelque profit que dans le cas où toutes les scories seraient concentrées, comme celles des Étrusques à la Fucinaja et la Gherardesca, sur un seul et même point facilement accessible.

Les fonderies de Massa étaient disséminées de manière à desservir un certain ensemble minier. Il y avait aussi des sociétés de mines qui avaient leur fonderie propre, et enfin il existait, comme on l'a vu, une fonderie publique à l'Arialla, où chacun sans doute pouvait venir faire traiter son minerai à façon. Cette fonderie était située presqu'aux portes de Massa, et l'on avait pris des précautions pour la mettre à l'abri d'un coup de main en ces temps de luttes si vives. A l'Accesa, le voisinage du lac avait sans doute été choisi pour la préparation mécanique. Peut-être aussi employait-on l'eau à faire mouvoir des trompes ou des roues hydrauliques conduisant des soufflets, comme à l'usine de la Marsigliana et à celle établie sur le ruisseau de Noni, voisin de l'Accesa. A Noni, l'on a retrouvé, comme à la Marsigliana, les traces du canal d'arrivée et de fuite des eaux. Quoi qu'il en soit, tous ces établissements devaient être construits avec la plus grande simplicité possible; car c'est à peine si l'on peut retrouver quelques ruines. Il est vrai que les pays dont je parle ont été depuis bien souvent dévastés. Fonderies.

Il est curieux que les ruines de toutes les fonderies toscanes se retrouvent soit au moyen âge, soit chez les Étrusques, au bord des cours d'eau, plutôt que vers les forêts, comme dans d'autres localités. On s'était décidé en Toscane au choix de semblables emplace-

ments, sans doute pour jouir du double avantage de porter toujours les minerais à la descente et d'avoir une force motrice gratuite pour le mouvement des soufflets. Quant au bois et au charbon de bois, il est probable qu'on devait l'avoir presque partout sous la main, car ces contrées sont encore aujourd'hui très-boisées et produisent presque tout le charbon végétal que fournit la Toscane. De nos jours, où la machine à vapeur est au service des industriels et où l'on trouve à peu près partout des routes en bon état, les conditions économiques de l'établissement des usines sont un peu changées en Toscane, et il conviendra toujours mieux aux fondeurs de ce pays, à moins de cas particuliers, d'aller s'établir à proximité des combustibles.

Les Massetans ont appris des Allemands l'art des mines et de la métallurgie.

Les Allemands, qui ont joué jusqu'à ces derniers temps le rôle des Phéniciens dans l'antiquité, celui de former les autres peuples de l'Europe aux procédés pratiques des mines et de la métallurgie, paraissent avoir été les maîtres des premiers mineurs et fondeurs de Massa. Le fait s'explique très-bien de lui-même, car on sait que l'empereur d'Allemagne a longtemps gardé une grande prépondérance sur l'Italie du nord et du centre. Il n'y aurait rien d'étonnant aussi que la grande comtesse Mathilde, qui possédait le marquisat de Toscane dans la deuxième moitié du XIe siècle, ait appelé des mineurs allemands dans ce pays, car elle épousa successivement deux princes d'Allemagne. On a dit enfin que la Toscane, occupée après la chute de l'empire romain par les Goths, puis par les Lombards, dut frapper les yeux de ces peuples barbares par les ruines de ses mines anciennement excavées. Les barbares d'ailleurs sortaient presque tous des forêts de la Germanie, où, s'il faut en croire Tacite, les mines

étaient en exploitation dès la plus haute antiquité. De là l'idée naturelle aux barbares de reprendre les mines toscanes. Aussi quelques personnes font-elles remonter la reprise des mines de l'Étrurie immédiatement après le calme qui suivit l'invasion, c'est-à-dire vers le IX[e] ou X[e] siècle, et de fait nous voyons déjà, en 896, le marquis Adalbert de Toscane faire donation des mines d'argent de Montieri à l'évêque de Volterra.

Mots techniques tirés de l'allemand.

Quoi qu'il en soit, et pour couper court à cette digression historique, le passage des mineurs allemands en Toscane a laissé des traces jusque dans certains termes qui reviennent souvent dans la loi des mines de Massa, termes dont l'origine teutonique se trahit nettement.

Le treuil pour les mines est appelé, dans le latin barbare de la loi de Massa, *guindo* ou *anneguindo*, de l'allemand *winde*. (On sait que le *w* des langues d'origine saxonne se change en *gu* dans les langues romanes.)

Les ouvriers, dans la loi de Massa, sont appelés du nom générique de *guerchi*, de l'allemand *werk*, ouvrage;

Coffarus, de *Kupfer*, remplace souvent le mot rame pour indiquer le cuivre;

Scittum de Schütt (monceau), indique un tas de minerai;

Arialla de Erzhalle est le magasin, le dépôt des minerais; c'est le nom qu'on donnait à la fonderie publique;

Arzefa de Erzhefen est la scorie, l'écume impure qui surnage dans la fusion du minerai. Le mot *loppa* est souvent aussi employé dans ce cas, et il est passé avec la même signification dans l'italien actuel, qui ne connaît guère le mot *scoria*, tiré cependant du latin. Ce mot *oppa* a peut-être aussi formé le mot loup des métallur-

gistes français, et notre vieux mot loppe pour indiquer les scories.

Revenant aux mots tirés de l'allemand, on voit que l'analogie est frappante, et il est inutile de continuer ici une pareille liste.

Autres mines exploitées pendant le moyen âge.

Les mines de Massa n'ont pas été les seules exploitées pendant le moyen-âge, mais elles ont été de beaucoup les plus étendues et les plus importantes.

Après elles, il faut citer :

Mines de Montieri.

1° Les mines d'argent de Montieri, qui firent, vers le milieu du XIIe siècle, la fortune de la république de Sienne. Elles passèrent ensuite aux mains des évêques de Volterra qui les avaient même possédées en principe. Ces évêques battirent monnaie avec l'argent qui provenait de ces mines (1). Ils s'enrichirent tous dans cette exploitation, tout en payant la dîme, comme vassaux, aux empereurs d'Allemagne. Les mines de Montieri furent abandonnées vers 1348, année de la fameuse peste; mais elles avaient été jusque-là toujours exploitées avec grand avantage, et aux faits déjà cités on peut ajouter que des compagnies de marchands ou de banquiers de Sienne, qui les avaient quelquefois prises à ferme, y avaient en peu d'années réalisé d'importants bénéfices.

Les mines de Montieri sont celles sur lesquelles il reste le plus de documents écrits, mais il n'est pas besoin de recourir aux archives du Grand-Duché pour s'assurer de leur importance. Il suffit de parcourir sur la montagne à laquelle est adossé le village de Montieri, un ensemble de travaux anciens, puits verticaux

(1) L'argent de Montieri était tellement apprécié dans le commerce que, dès 1169, les ventes et achats se faisaient en Toscane en marcs *boni argenti ad marcum Montieri*, et en 1195 en marcs *lealis argenti ad pondus de Monteli*. (Pagnini, della decima, moneta e mercatura dei Fiorentini.)

ou galeries, dont les haldes, aujourd'hui couvertes par la terre végétale, recèlent des échantillons de galène, cuivre gris et pyrites argentifères, tous très-riches.

Il suffit encore d'examiner, aux abords du village, cet amas immense de scories sur lequel une partie des maisons est bâtie, et dans lequel il faut enfoncer des pilotis pour les fondations, sans espoir quelquefois d'en trouver la limite, tant sa hauteur est considérable.

La formation de Montieri paraît se rattacher à la formation quartzeuse du Massetan, comme aussi les formations voisines de *Boccheggiano*, de *Gerfalco* et *Poggio-Muti*, sur lesquelles des travaux importants ont été exécutés à la même époque, mais moins étendus cependant que ceux de Montieri. **Boccheggiano, Gerfalco et Poggio Muti.**

2° Dans le Campigliais, les travaux étrusques n'ont pas été repris au moyen âge, mais la formation cuivro-quartzeuse du Massetan paraît y avoir été attaquée entre Suveretto et Campiglia. **Campiglia.**

3° A Rocca Strada, une série de filons cuivreux traversant des terrains argilo-calcaires ont été exploités. Il y a sur la montagne de Poggio Bottino une trentaine de puits verticaux et de descenderies souvent très-étroites, mais régulièrement percées. Sur les haldes, on trouve quelques parcelles de minerais, et au bas de la montagne, sur le bord d'un ruisseau qui sillonne la vallée, on voit les restes d'une fonderie de cuivre, où se trouve encore debout ce four à manche dont j'ai déjà parlé, et à côté les ruines d'un ancien lavage, plus deux tas de scories d'un millier de tonnes environ. Un énorme chêne, plus que séculaire, qui a poussé au milieu de ces ruines, indique que ces établissements sont depuis bien longtemps abandonnés. Les travaux de Rocca Strada remontent en effet à l'an 1300. **Rocca Strada.**

4° Au-dessus de la Rocca Strada, à Rocca Tederighi, **Rocca Tederighi.**

sur un gîte cuivreux de contact, analogue à celui de Monte Catini (1), et déposé entre les serpentines d'une part et les gabbri de l'autre, on a fait des travaux peu étendus, mais bien conduits. On y rencontre encore une série de puits verticaux qui, ouverts en amont de l'affleurement du filon, allaient rejoindre celui ci en profondeur. On a retrouvé sur les haldes beaucoup de minerai.

Batignano et Montorsajo. 5° A Batignano et Montorsajo, entre Rocca Strada et Grosseto, on a exploité la prolongation des filons quartzeux du Massetan, et on retrouve dans ce district beaucoup de puits anciens déjà en exploitation dès 1147. Le minerai extrait était la pyrite de cuivre et le plomb argentifère.

Alpes Apuanes. 6° Enfin, pour ne citer que les mines principales, les travaux des Étrusques furent repris au moyen âge dans les Alpes Apuanes, et l'exploitation des mines de plomb argentifère du val di Castello et de Seravezza reçut, dès l'an 1200, un très-grand développement. La république de Lucques qui exploita un moment ces mines, notamment dans le district de l'Argentiera et de Galena, avait un hôtel des monnaies. D'autres exploitants de ces gîtes, les barons de Vallecchia et de Corvaja, s'en disputèrent la propriété. De là des luttes sanglantes, et l'on trouve encore aujourd'hui à l'Argentiera les ruines d'une forteresse qui servait à la garde et à la défense des travaux. En 1348, la république de Pise exerçait le droit régulier sur les mines de ce pays, qui durent être abandonnées vers la fin du XIVe siècle.

Les travaux anciens sont presque tous très-élevés au Bottino et à l'Argentiera, et les filons n'ont pas été

(1) Monte-Catini paraît n'avoir pas été attaquée dans le moyen âge.

excavés très-profondément aux flancs de la montagne qu'ils recoupent. Les attaques ont été faites par galeries.

Je dois ajouter ici que cette formation, complétement différente de celles examinées jusqu'à présent, est déposée dans les schistes triassiques, et que les filons de galène et de cuivre gris argentifère ont une direction nord-est-sud-ouest.

Traitements métallurgiques.

Partout, dans les divers districts que je viens de citer, on rencontre les traces de traitements métallurgiques contemporains aux travaux des mines, non-seulement à Montieri et Rocca Strada, où j'ai déjà parlé de scories et de fours existant, mais encore à Boccheggiano, Gerfalco, Poggio Muti, Campiglia, Rocca Tederighi, l'Argentiera et Gallena. Et si quelquefois on ne trouve pas des tas de scories en rapport avec le développement des travaux exécutés, et partant de l'extraction produite, c'est que l'entraînement des eaux a souvent emporté et disséminé au loin, et même complétement dispersé ou recouvert de terre, les tas de scories qui datent de cette époque.

Résumé.

Si l'on veut bien résumer tout ce qui a été dit dans la deuxième partie de cette notice, on verra qu'il résulte de ce qu'on vient de lire que, pendant le moyen âge, durant une période de trois siècles au moins, l'exploitation des mines a présenté en Toscane une activité peut-être sans exemple, et que, développée dans plusieurs localités à la fois, elle a cependant offert le plus grand ensemble de travaux souterrains et métallurgiques au voisinage de la ville de Massa Marittima.

Causes de l'abandon des mines au moyen âge

Quelles furent les causes de la cessation d'un état de choses si prospères, et comment des mines jusque-là si ardemment excavées purent-elles être abandonnées sans retour? Le sujet serait long à traiter, et je sortirais du cadre que je me suis imposé dans cette notice, si je

voulais développer le fait dans ses détails. Je me bornerai donc à rappeler brièvement les événements principaux qui amenèrent, vers le milieu du XIVe siècle, l'abandon successif de toutes les mines toscanes. Parmi les événements politiques, je citerai en premier lieu les guerres intestines. Ainsi Massa succombe enfin, vers 1346, sous les coups répétés de la république de Sienne, et avec la chute de la liberté, qui entraîne l'exil volontaire ou forcé des plus riches familles du pays, périt aussi l'industrie massetane. Les courses d'aventuriers ravageant les campagnes, et offrant aux ouvriers mineurs qui viennent se mettre à la solde des *condottieri*, un gain plus élevé et une occupation plus attrayante; les pestes et la famine, faisant irruption coup sur coup et se remplaçant comme à l'envi, tout concourt à dépeupler les cités et les champs, et achève d'enlever au travail des mines le peu de bras qui restaient disponibles.

Des circonstances économiques fâcheuses viennent se joindre aux événements déjà si malheureux que je viens de citer. Un abaissement considérable se fait sentir dans le prix des métaux, probablement par la cessation des croisades, et par suite aussi de l'extension que prennent à cette époque les mines allemandes. L'argent subit presque subitement une baisse énorme, et l'évêque de Volterra, qui percevait à Montieri une redevance d'une corbeille de minerai sur quatre, doit se contenter désormais d'une sur huit. En 1355, il ne peut plus payer la dîme à l'empereur d'Allemagne, parce que, dit-il, depuis plusieurs années *les mines ne produisent plus*, sans doute depuis 1348, époque de la peste. Et l'empereur d'Allemagne, Charles IV, le libère de la dîme, et reconnaît les justes raisons qui ont rendu les mines improductives : *les guerres et les pestes qui*

ont désolé ces contrées, et les courses d'aventuriers voisins qui ont occupé le pays (1).

A l'abaissement du prix des métaux, et surtout de l'argent, du cuivre et du plomb, il faut joindre le taux élevé de l'intérêt de l'argent qui se prêtait alors à Florence et à Sienne à 25 et même à 30 p. 100. Il faut ajouter aussi le haut prix de la main-d'œuvre, par suite des enrôlements des Condottieri, et de l'entier dépeuplement des villes et des campagnes, enfin des crises commerciales dont l'histoire n'a plus offert d'exemples. Les Bardi, et avec eux les plus riches banquiers de Florence, les Scali, les Peruzzi, les Acciajuoli, etc., faisaient, vers les années 1330-50, une faillite successive de près de 100 millions de notre monnaie actuelle! Il n'en a pas fallu autant aujourd'hui pour amener la crise financière que nous venons de traverser, et qui, bien que de courte durée, a paralysé tant d'entreprises industrielles (2).

Et maintenant, pour terminer cette notice, et pour répondre aux personnes qui pourraient demander ce que les mines dont j'ai parlé sont devenues dans la

État des mines citées dans ce mémoire dans la période moderne.

---

(1) Tu asseris prædictæ argenti fodinæ jamdiù defuerint, et quasi steriles sint effectæ, et insuper tam propter guerras quam etiam mortalitatum pestilentias, diutiùs vigentes in partibus, quæ mortalium omnia genera consumpserunt, nec non propter violentas manus vicinorum, qui terras quamplures tuas propterea occuparunt, nos igitur.... etc.

(*Diplôme de l'empereur Charles IV à l'évêque de Volterra.*)

(2) Je dois beaucoup, pour la connaissance de tous les détails économiques cités dans ce paragraphe, aux bienveillantes communications d'un économiste aussi savant que modeste, M. Ulrich, aujourd'hui directeur des mines de l'île d'Elbe. J'ai tiré aussi grand profit de la lecture de son remarquable ouvrage: *Condizioni economiche dell' industria mineralogica in Toscana durante il medio evo.*

période des temps modernes, et à l'époque actuelle, je dirai que les mines de Massa, remises en activité en 1830, après plus de cinq siècles d'abandon, par un Français, dont j'ai déjà cité le nom, M. Porte, qui avait accompagné en Toscane la princesse Elisa, sont depuis passées en d'autres mains, mais n'ont plus retrouvé les jours prospères du moyen âge, et cela, pour des raisons toutes particulières que je me dispenserai de faire connaître ici.

Mines de Massa.

Montieri, Monte Catini, Boccheggiano.

Les mines de Montieri, et celles de Monte Catini et même de Boccheggiano, furent reprises, mais sans succès, vers la deuxième moitié du XVI[e] siècle, par Cosme I de Médicis, et par ses fils les grands-ducs François et Ferdinand. M. Porte reprit aussi Monte Catini, Rocca Tederighi et Montieri, et ne fut pas d'abord plus heureux que sur les mines de Massa. Mais des mains de M. Porte, Monte Catini est passé, en 1837, aux mains d'une société que sa bonne étoile a conduit sur des amas cuivreux d'une pureté, d'un volume et d'une richesse exceptionnelles, et depuis cette époque le nom de Monte Catini est devenu à juste titre classique dans l'histoire des mines de cuivre.

Rocca Tederighi, Campiglia, Monte Valerio.

Rocca Strada, Val di Castello, le Bottino.

Rocca Tederighi et Campiglia, en ce moment très-faiblement exploitées avec Monte Valerio, pourraient bien renaître un jour aux grandeurs du passé. Rocca Strada n'a jamais été reprise. Quant aux mines des Alpes Apuanes, elles ont été reprises par Cosme I et ses fils, puis abandonnées de nouveau, et enfin réexploitées de nos jours. A côté du Val di Castello encore malheureux, il y a les mines du Bottino dont les actions, depuis peu de temps, ont quadruplé de valeur, par suite des bénéfices considérables réalisés par l'exploitation.

Il est curieux que Monte Catini et le Bottino, peu

connus autrefois, donnent aujourd'hui de si fructueux résultats, et que Massa, Campiglia et Montieri, qui ont marqué des époques si belles, soient toujours en état de souffrance. Mais ces mines elles-mêmes, comme les autres mines de la Toscane que j'ai citées plus haut, Rocca Tederighi, Rocca Strada, Val di Castello, etc., n'attendent que des capitaux suffisants, et le moment favorable, pour reprendre l'activité et l'éclat, qu'elles ont su conserver à deux périodes diverses, et que quelques mines bien dirigées viennent de nouveau d'acquérir.

Je ne dirai rien des mines de l'île d'Elbe, en ce moment si activement exploitées, comme elles l'ont été d'ailleurs de tout temps. Ces mines ont toujours joui, depuis que le fer est connu, du rare privilége de pouvoir être excavées à ciel ouvert, et de fournir du minerai très-riche et très-pur à tous les peuples qui en ont eu besoin. Outre le minerai exporté au dehors, une certaine partie est traitée en Toscane dans les hauts-fourneaux de Follonica, Cecina et Valpiana. Ile d'Elbe.

Je ne saurais terminer ce Mémoire, sans renvoyer le lecteur aux excellentes études que M. Caillaux vient de publier sur la Toscane, dans le *Bulletin de la société de l'industrie minérale*. On y trouvera la description géologique des différentes mines que j'ai citées dans cette notice, et de plus le détail de tous les travaux qui y ont été entrepris dans ces vingt dernières années.

NOTE

SUR UN MANOMÈTRE A MAXIMA.

Par M. COUCHE.

On expérimente depuis quelques temps sur le chemin de fer de Lyon un manomètre modifié ou plutôt complété par M. Peschel, mécanicien attaché à cette ligne.

On a depuis longtemps renoncé à placer les mécaniciens dans l'impossibilité matérielle de surcharger passagèrement les soupapes des locomotives. La virole placée sur la tige filetée ne permet pas de tendre le ressort à boudin au delà de la limite fixée par le numéro du timbre de la chaudière; mais rien n'empêche le mécanicien et le chauffeur de peser sur les leviers. Il n'y en a guère qui n'usent parfois de cette faculté, et beaucoup en abusent.

Cet abus disparaîtrait s'il devait nécessairement laisser des traces, si la limite réglementaire ne pouvait être dépassée sans que le chef du dépôt fut informé du fait ainsi que de l'amplitude de l'écart.

Or, il suffit pour cela d'appliquer aux manomètres la disposition qui caractérise les thermomètres *à maxima*, usités dans beaucoup de recherches de physique.

C'est, en effet, le principe de ce thermomètre que M. Peschel a appliqué d'une manière fort simple aux manomètres les plus répandus sur les chemins de fer, ceux qui portent le nom de M. Bourdon. L'index (Pl. VII, *fig.* 10) est une aiguille spéciale *a*, mobile solidairement avec l'aiguille ordinaire *b*, qui l'entraîne par frottement

tant que la limite réglementaire n'est pas dépassée ; mais dès qu'elle l'est, l'aiguille supplémentaire, retenue par un cran d'arrêt (*c*, *c*, *c*), ne revient pas avec l'aiguille ordinaire quand la pression baisse. Elle garde sa position accusatrice, à moins qu'un excès de pression plus grand encore que le premier ne vienne pousser l'aiguille à un second cran, qui la retient à son tour.

Utile en marche, l'indication de la pression maxima le sera bien plus encore de stationnement : c'est là, en effet, qu'est surtout le danger ; les exagérations volontaires sont moins à craindre que les exagérations qui se produisent, faute de surveillance, dans les machines en stationnement. Le tirage est fort atténué, il est vrai ; mais les cylindres ne dépensant plus, la vaporisation est souvent assez active encore pour que la pression monte rapidement, malgré le soulèvement complet des soupapes, au-dessus du chiffre réglementaire ; les essais auxquels nous avons procédé, M. Lamé-Fleury, ingénieur des mines, et moi, à la suite de l'explosion d'une locomotive en stationnement (la *Turquie*, du chemin de fer de l'Est), établissent ce fait (1). On sait d'ailleurs, et j'ai constaté fréquemment que des soupapes réglées à $8^{atm.}$, par exemple, et qui *partent* exactement à cette pression, en marche, ne quittent leur siége qu'à $9^{atm.}$ et même $9^{atm.}$ 1/2 quand la machine est immobile. L'ébranlement produit par un faible choc, tel qu'un coup de marteau sur la chaudière, suffit d'ailleurs pour les détacher brusquement.

---

(1) On a opéré successivement avec de la houille de Saarbrücke et avec du coke provenant de la même houille. La pression monte moins rapidement avec le coke, mais à cela près l'effet est le même.

Il serait d'ailleurs moins prononcé avec des combustibles moins facilement inflammables que ceux dont on fait usage sur les chemins de fer de l'Est.

Les règlements de traction de quelques compagnies prescrivent aux mécaniciens de détendre les ressorts à $5^{atm.}$, dès que la durée du stationnement doit dépasser une certaine limite, mais cette durée n'est pas toujours prévue. Quand un train de marchandises est retenu sur une voie de garage ou de croisement pour livrer passage à un train qui doit le dépasser ou le croiser, on est souvent dans l'impossibilité de prévoir la durée de ce stationnement. Dans le doute, le mécanicien évite de laisser tomber sa pression ; il ne capuchonne pas la cheminée et recharge la grille. Dans tous les cas, la règle rappelée tout à l'heure est une de celles dont il est le plus difficile d'assurer l'exécution, en dehors des dépôts.

Le manomètre *à maxima* en déterminerait certainement la stricte observation.

L'application suppose d'ailleurs deux conditions :

Il faut : 1° que le mécanicien ne puisse pas ouvrir l'instrument pour dégager l'aiguille des crans d'arrêt ; 2° qu'il ne puisse pas. en fermant le robinet de communication entre la chaudière et le manomètre, paralyser ainsi à volonté l'instrument.

Ces deux conditions sont faciles à remplir ; un cadenas, dont la clef serait entre les mains du chef de dépôt, présenterait des garanties médiocres, mais il est facile de *plomber* l'instrument. Lorsqu'une machine rentrerait au dépôt avec l'index indiquant une pression interdite, le chef du dépôt briserait l'estampille, ramènerait l'index et plomberait de nouveau la boîte.

Quant au second point, la suppression du robinet pourrait soulever quelques objections ; quoique la rupture du tube élastique soit fort rare, elle peut cependant se produire, et exiger que l'instrument soit isolé de la chaudière. Mais comme l'usage du robinet est très-rarement nécessaire, il n'y a pas d'inconvénient à le plom-

ber aussi. En cas de rupture du plomb, le mécanicien devra justifier de la nécessité où il s'est trouvé de fermer le robinet.

Cette amélioration aurait peut-être assez d'importance pour devenir l'objet d'une prescription administrative; mais son application me paraît devoir se répandre sous l'influence d'un stimulant plus actif que tous les règlements, — l'intérêt même des compagnies, dont le budget est grevé par l'exagération très-habituelle de la pression dans les chaudières. Il n'y a pas un ingénieur du matériel qui ne se préoccupe vivement des moyens de combattre cet abus, fort onéreux pour l'entretien.

Il serait utile aussi d'augmenter le débit des soupapes de sûreté à égalité de section. On a proposé dans ce but diverses dispositions, dont on trouvera un exemple dans la livraison prochaine.

BULLETIN.

DEUXIÈME SEMESTRE 1858.

Sur les mines de la province de Trébizonde.

La province de Trébizonde renferme, principalement dans les montagnes qui bordent ou avoisinent la mer Noire, un grand nombre de mines de fer, de plomb argentifère et de cuivre qui font de ce pachalik un des plus importants de l'empire ottoman sous le rapport des richesses minérales. Quelques-unes de ces mines sont en exploitation, d'autres ont été abandonnées depuis une époque plus ou moins éloignée, sur d'autres enfin il n'a jamais été exécuté de travaux.

J'ai cherché à me procurer des renseignements qui me permissent de fournir des notions certaines sur le rendement de ces mines. Malheureusement les habitants de ces contrées, généralement soupçonneux de leur nature, ne se prêtent qu'avec la plus grande répugnance à satisfaire aux demandes qui ont pour objet de faire connaître les ressources de leur pays. Ils craignent, en donnant ces renseignements, d'éveiller l'attention des Européens qui, plus intelligents, plus habiles, et pourvus, d'ailleurs, de tous les instruments propres à assurer la réussite de leurs entreprises, ne manqueraient pas, disent-ils, s'ils avaient connaissance des produits de cette partie de l'Asie, de venir leur faire une concurrence dont les résultats seraient tout à fait au désavantage des populations de la Turquie, qui verraient en conséquence se réduire d'une manière sensible leurs moyens d'existence déjà assez restreints. Toutefois, comme j'ai pris soin de m'adresser à diverses personnes ayant des relations de commerce avec ces mines, j'ai pu comparer les documents qui m'ont été remis et les contrôler les uns par les autres. Les chiffres accusés ne présentant que de légères différences dans

les totaux, j'ai lieu de croire que je suis arrivé aussi près de la vérité qu'il est possible de le faire dans un pays où la science de la statistique est inconnue et où les autorités locales ne peuvent, à cet égard, être d'aucune utilité.

Les mines de fer les plus rapprochées de Trébizonde sont situées l'une à Ounié, sur les bords de la mer Noire, l'autre à dix heures de distance de Kerassunde, dans l'intérieur du pays. La première ne donne qu'un produit insignifiant. La seconde est exploitée seulement par les habitants des villages environnants qui n'en tirent que la quantité de fer nécessaire pour le ferrement de leurs chevaux et la fabrication de quelques outils grossiers. D'après mes informations, cette mine pourrait donner 50.000 quintaux de minerai par année. Les gisements sont à fleur de terre et l'exploitation en serait très-facile à cause du voisinage de grandes forêts qui fourniraient en abondance le combustible destiné à alimenter les fourneaux et les forges. Mais le mauvais état des routes ou plutôt leur absence, car on ne saurait donner le nom de routes à des chemins à peine tracés et jamais entretenus, rend les transports pénibles et très-coûteux et a fait négliger jusqu'ici une source de richesses naturelles dont le gouvernement ottoman, mieux inspiré et plus soucieux de ses propres intérêts, pourrait tirer le plus grand profit.

On trouve près de Triboli, petit port situé à 160 kilomètres l'ouest de Trébizonde, dix mines de cuivre et une de plomb argentifère. Cette dernière, appelée Khatoun-Maden, a cessé d'être exploitée depuis sept ans à cause des difficultés que présentait l'extraction du minerai à des ouvriers réduits aux moyens primitifs en usage dans ces contrées. Cependant, telle qu'elle était exploitée, cette mine donnait un rendement considérable en d'argent. Sur les dix mines de cuivre, celle dite Israël a été abandonnée, parce que, ayant été mal exploitée, il s'est formé des crevasses et les puits se sont remplis d'eau dont on n'a pas pu les débarrasser. Les huit autres mines dont les noms suivent, savoir : Caratrehaya, Caraich, Akelih-Maden, Lahana, Kirlik, Eski-Kerlik, Kisil, Kebaya et Carelar-Maden sont exploitées par des particuliers à qui le gouvernement les donne à ferme. Elles produisent environ 100.000 kilogrammes de cuivre par année.

La principale mine de cuivre de ce pachalik est celle d'Esseli, située à 15 heures de Trébizonde et à 4 heures de Triboli. Elle

est exploitée par le gouvernement ottoman lui-même et produit annuellement 250.000 kilogrammes de cuivre. Il est certain qu'elle pourrait en donner davantage si les travaux étaient mieux dirigés et mieux exécutés. A sa sortie de la mine, le minerai, après avoir subi une première fusion, qui rend 50 à 60 p. 100, suivant le plus ou moins de soins apportés dans l'opération, est livré aux négociants au prix de 1f,10 le kilogramme. Ceux-ci l'expédient dans cet état à Marseille d'où il revient en partie à Trébizonde entièrement épuré. Il est alors vendu à raison de 28 piastres l'ocque (3f,50 le kilogramme), et sert à la fabrication des ustensiles de ménage, qui est une des principales industries de Trébizonde.

La fabrication de ces objets a toujours tenu un rang important dans le commerce de notre ville. On compte à Trébizonde 17 boutiques occupant ensemble 50 à 60 ouvriers. Elles emploient de 25 à 32.000 kilogrammes de cuivre fin et livrent à la consommation pour 900.000 à 1.000.000 de piastres (150 à 166.000 francs) de marchandises par année. Une partie de ces marchandises est expédiée en Géorgie et dans le Caucase, le surplus se place à Trébizonde et dans les villages environnants.

Tel est le résumé des renseignements que j'ai recueillis. J'aurais voulu qu'ils fussent plus complets afin de pouvoir préciser l'importance que ces mines acquerraient si elles étaient exploitées par des personnes habiles. Mais, tels qu'ils sont, ces renseignements suffiront, je l'espère, pour prouver que si une administration bien entendue était placée à la tête de leur exploitation, et si quelques dépenses étaient faites, pour faciliter les transports jusqu'à la mer, on arriverait aisément à augmenter dans une proportion considérable le produit de ces usines, qui deviendrait alors une source féconde de revenus pour l'empire ottoman, et de bien-être pour les habitants de ce pays.

(*Extrait d'une dépêche adressée à S. Ex. le Ministre des affaires étrangères par M.* GEOFFROY DE JUSSON, *gérant du consulat de France à Trébizonde.* — 10 *décembre* 1856.)

Renseignements sur les établissements métallurgiques du gouvernement du Paraguay, à Ibicuy.

Pendant le cours d'un voyage d'études que je viens de faire jusqu'aux anciennes Missions jésuitiques, je n'ai pas manqué de visiter la fonderie d'Ibicuy appartenant à l'État. Cet établissement est la seule usine que possède le Paraguay, et le *Semanario* ne cesse d'en signaler l'existence comme une preuve éclatante des nombreux progrès qu'il attribue à l'administration de M. le président Lopez. Sous ce double rapport, j'ai tenu à m'en rendre compte par moi-même.

L'usine d'Ibicuy est située à 144 kilomètres environ au sud-est de la capitale et à 27 kilomètres du village d'Ibicuy, à la pointe méridionale de la chaîne connue sous le nom de *Cordillerita* et au débouché d'une gorge formée par un ruisseau qui porte également le nom d'Ibicuy. Cette position est heureusement choisie sous le rapport de l'abondance des eaux et de la proximité du combustible, toutes les montagnes environnantes étant couvertes de superbes forêts. Elle n'est point aussi favorable en ce qui concerne les matières premières, qu'il faut aller chercher à des distances plus ou moins grandes. L'argile pour la fabrication des briques réfractaires manque absolument. Il faut demander la castine aux terrains calcaires de Paraguay, qui sont à plus de 65 kilomètres. Quant au minerai, le gisement le plus rapproché est celui de fer spéculaire de Quiquiho situé à 24 kilomètres au moins. Son existence d'ailleurs n'a été bien constatée que tout récemment, et il n'est pas encore exploité; il n'a même pas été fait d'essais sur l'importance du rendement, et ce minerai qui semble, au surplus, de bonne qualité, ne paraît pas devoir être très-abondant.

Un gisement de fer analogue à celui de Quiquiho a été dernièrement découvert sur le territoire de Paraguay; il n'a pas été fait jusqu'à présent d'études qui puissent faire apprécier l'importance de cette découverte.

La montagne de Jaquary, à 4 kilomètres environ au sud du village de Caapucu et à près de 60 kilomètres de la fonderie, renferme une mine de fer spathique. Le minerai est d'excellente qualité et a rendu jusqu'à 65 p. 100, mais il ne se présente qu'en filons très-minces qu'il faut aller chercher à d'assez

grandes profondeurs, et les difficultés de l'exploitation l'ont fait abandonner.

Dans l'état actuel, l'usine d'Ibicuy est alimentée par la mine de *San-Miguel* située à plus de 70 kilomètres, près de l'ancienne Mission du même nom. Le minerai extrait de roches quartzeuses qui se trouvent à fleur de terre, au pied de la montagne d'Arazare et à 3 kilomètres du village de San-Miguel, est transporté jusqu'au Tebicuary éloigné de 16 kilomètres environ; il est embarqué sur des canots pour remonter le Mourjapey, affluent navigable du Tebicuary, jusqu'à 4 kilomètres de l'usine; là il est mis de nouveau sur des charrettes. Il ne rend que de 25 à 30 p 100.

Quant à l'établissement en lui-même, il consiste en un haut-fourneau, en deux foyers d'affinage pour le fer, un autre pour le cuivre, et des ateliers où l'on forge et moule le fer. Il comprend en outre les logements nécessaires pour les ouvriers et pour le détachement de troupes que l'administration y maintient, bien qu'il n'ait point conservé le caractère de pénitencier qu'il avait dans le principe. La soufflerie du haut-fourneau est mue par l'eau dérivée du ruisseau d'Ibicuy; il ne fonctionne qu'à des intervalles irréguliers et nécessite chaque fois des réparations plus ou moins fortes à cause du défaut de briques réfractaires. On n'y a jamais coulé plus de 700 arrobes (8.050 kilogrammes) à la fois, mais il pourrait en produire davantage.

La fonte est blanche, dure et très-cassante. On coule à Ibicuy toute espèce de pièces de fonte tels que galeries pour balcons, pièces pour les machines à vapeur, et jusqu'à des canons de vingt-quatre; on y forge aussi toute sorte d'instruments et de pièces de fer; mais ces divers produits fabliqués exclusivement par des ouvriers paraguayens ne s'obtiennent que lentement, en petite quantité et sont fort grossiers. Ils ne peuvent dès lors être considérés que comme des essais et ne sauraient suffire aux besoins d'un arsenal de quelque importance, et encore moins à ceux d'un commerce tant soit peu étendu. Il est vrai que ce commerce n'existe pas ici; en dehors des importations faites pour le compte du gouvernement, il ne s'introduit pas 100 arrobes (1.150 kilos) de fer par an. Aussi le prix actuel de 10 piastres par quintal (40 kilos) est-il purement nominal, et il est très-certainement encore inférieur aux prix de revient des fers d'Ibicuy.

Quelques rapprochements que j'ai tout lieu de croire exacts

suffisent au surplus pour faire apprécier l'insignifiance de la production d'Ibicuy. L'extraction du minerai à San-Miguel n'occupe pas actuellement plus de 12 ouvriers et n'exige que l'emploi de six charrettes, dont le mouvement représente par an deux à trois cents chargements. Chaque chargement étant de 100 à 120 arrobes (1.150 à 1.380 kilos), la consommation annuelle de minerai, en prenant les chiffres *maxima*, serait en nombres ronds de 414.000 kilogrammes. Le rendement n'étant que de 25 p. 100, la production annuelle de métal pur se réduit à 108.500 kilogrammes représentant au cours actuel une valeur nominale de 112,500 francs.

Le personnel de l'établissement se compose de 100 ouvriers et de 62 hommes de garnison commandés par un lieutenant, qui est en même directeur des travaux, et qui est assisté par un enseigne et par quelques jeunes Paraguayens destinés à la carrière industrielle. Dans l'origine, l'usine créée il y a 6 ou 7 ans par un ingénieur suédois, était dirigée par des maîtres et contre-maîtres anglais; aujourd'hui elle est exclusivement entre des mains paraguayennes.

Tout ce personnel ne laisse pas que de constituer une dépense assez importante. Il n'y a plus qu'un très-petit nombre de galériens qui ne reçoivent que la nourriture et le vêtement. Les autres ouvriers reçoivent chacun, outre les accessoires précités, un salaire de 4 piastres (20 francs) par mois. L'approvisionnement de cette population exige mensuellement 45 têtes de bétail que le gouvernement se procure par voie de réquisition, au prix nominal de 2 piastres chacune, tandis que leur valeur réelle est présentement en moyenne de vingt piastres.

On peut donc porter la dépense totale de ce personnel à 400 piastres ou 2.000 francs par mois, soit 24.000 francs par an ou presque $\frac{1}{5}$ de la valeur du matériel annuellement produit. Il est vrai que les autres dépenses sont nulles, puisque la matière première ne coûte rien à l'État et que tous les transports et charrois nécessaires s'effectuent par corvées gratuites. Il y a plus; l'administration réalise un bénéfice considérable (18 piastres ou 90 francs) sur chaque tête de bétail affectée à la consommation des ouvriers et du détachement militaire; et comme elle a bien soin de se faire délivrer mensuellement 100 têtes d'animaux au lieu de quarante-cinq au plus qui seraient nécessaires, on peut calculer qu'elle fait par mois sur

cet article une recette de 9.000 francs, littéralement pris dans la poche des propriétaires circonvoisins.

On comprend, d'après cet exposé, que l'exploitation des forges d'Ibiouy paraisse profitable au gouvernement pour lequel elle est un prétexte à exactions; mais elle serait désastreuse pour des particuliers, qui auraient à acheter les matières premières, à payer les transports et le bétail nécessaires à leur juste valeur, et à donner à leurs ouvriers un salaire double ou triple de celui que leur accorde l'administration. Tout ce qui est pour celle-ci matière à lucro ou à économie serait pour eux l'occasion de charges écrasantes; on comprend également que l'usine d'Ibiouy soit l'objet d'une profonde animadversion pour les populations environnantes; tandis qu'ailleurs les établissements de ce genre, en fomentant le travail et la circulation des capitaux, sont une source de bien-être et de prospérité locale; elle n'est qu'une cause d'oppression et d'appauvrissement.

(*Extrait d'une dépêche adressée à S. Ex. le ministre des affaires étrangères par le comte* A. DE BROSSARD, *consul de France à l'Assomption* (*Paraguay*). — 15 *décembre* 1858.)

Note sur l'application de la méthode suivie dans les usines du Phœnix pour la fabrication des rails.

Depuis la rédaction du rapport sur la méthode du Phœnix et sa publication dans les *Annales des mines* (5e série, tome XIII), des essais ont été entrepris aux Forges de Maubeuge (société Hamoir), d'Hayange (société de Wendel), de Saint-Jacques à Montluçon (société Bouguéret-Martenot), et de l'Horme, près de Saint-Chamond.

Ces essais avaient pour but de vérifier jusqu'à quel point la méthode du Phœnix pouvait s'appliquer avec les minerais traités dans les usines françaises.

Il en est résulté, comme pour premier fait, que l'emploi du marteau-pilon n'est obligatoire ni pour la fabrication des couvertes, ni pour la bonne soudure des paquets, pourvu que les dimensions transversales de ces derniers ne soient pas moindres que 0m,20 de largeur sur 0m,22 d'épaisseur.

Le point essentiel est l'emploi de minerais phosphoreux pour la fabrication de la fonte destinée au puddlage des couvertes. Il n'est pas nécessaire d'ailleurs, pour obtenir cette fonte, d'employer exclusivement du minerai phosphoreux; il suffit d'associer dans le haut-fourneau, une certaine proportion de minerais à ceux qui constituent ordinairement le lit de fusion. Les essais on démontré, en effet, ce fait remarquable, mais déjà reconnu par M. Janoyer (*Annales des mines*, t. VI, série 6). à savoir que la présence du phosphore annulle la propriété rouveraine que le soufre tend à donner aux fers, soit que ce soufre provienne des minerais, soit qu'il provienne du combustible. De sorte que les fers ainsi obtenus sont à grains fins, sans criques, bien soudants, durs et cassants à froid, tout comme les fers provenant de minerais exclusivement phosphoreux. Il va sans dire, d'ailleurs, que la proportion de phosphore ne doit pas dépasser une certaine limite au delà de laqu'elle le fer perdrait toute ténacité et toute dureté. Il importe seulement que la fonte destinée à produire les couvertes soit grise; il n'est pas absolument nécessaire que la loupe soit martelée au sortir du four, et étirée ensuite au laminoir, après réchauffage au rouge cerise; dans beaucoup de cas cet étirage peut se faire en une seule chaude. L'emploi du pilon tend même souvent à détruire la texture à grain et à donner du nerf.

Quant aux autres mises des paquets, elles peuvent être composés avec du fer puddlé brut, sauf les languettes de corroyé destinés aux bords du patin.

Dans ces conditions, la fabrication du rail Vignole n'est pas plus chère qu'avec l'emploi des couvertes en fer corroyé. Il y aurait même, dans le cas où l'on ne se servirait pas du pilon, une certaine économie. Les rails ainsi obtenus sont d'ailleurs très-bien soudés, sans criques soit dans le patin, soit dans le champignon, et à surface de roulement très-dure et très-résistante (1). Il n'est pas douteux que l'expérience ne vienne démontrer leur supériorité comme service sur les rails fabriqués d'après la méthode ordinaire.

On a essayé d'éluder l'emploi du minerai phosphoreux pour la couverte, en la faisant au moyen de fontes mazées. Le ma-

(1) L'usine de Maubeuge a mis hors de service deux cisailles à rails, en les faisant servir au coupage de 15 rails fabriqués suivant cette méthode.

zéage a, comme on sait, pour résultat d'éliminer une forte partie du soufre; on peut ainsi éviter les criques de la couverte qui sont dues ordinairement à la présence du soufre dans le fer et qui sont la principale difficulté qu'on rencontre lorsqu'on veut faire des rails exclusivement en fer puddlé brut. Mais l'emploi du mazéage pour la fonte des couvertes, soulève les mêmes objections, relativement à la soudure, que l'association des fers puddlé et corroyé dans le paquet. En effet, quoique pratiquée sur la fonte, ce n'en est pas moins une opération d'affinage de plus, opération tout à fait équivalente, au point de vue de la composition chimique du fer, au réchauffage que subit le fer corroyé. Elle doit donc être proscrite au même titre de toute fabrication rationnelle, la soudure complète étant le premier but à poursuivre et le plus difficile à atteindre.

(*Communiqué par M.* DESBRIÈRES, *ingénieur de la voie au chemin de fer de Lyon* (*Bourbonnais*). — 20 *décembre* 1858.)

Note sur la traction en rampes, au moyen de machines locomotives.

On a pendant longtemps attribué à l'adhérence une valeur trop faible. On était à peu près d'accord sur ses limites, mais non sur sa valeur moyenne, qui varie, du reste, suivant les saisons et les climats. En 1838, M. Wood admettait pour limites 1/6 et 1/16, et regardait comme prudent de prendre pour base 1/15 seulement. A la même époque, M. H. Latrobe, ingénieur américain, déclarait (*Rapport sur le chemin de Baltimore à l'Ohio*) le chiffre 1/7,5 exempt de toute exagération. Longtemps après, en 1853, le même ingénieur constatait que l'adhérence s'élevait à 1/5, dans des circonstances, favorables sans doute, mais qui ne constituaient cependant pas de pures exceptions. Dès 1836, d'ailleurs, M. W. Casey signalait la valeur beaucoup trop faible assignée à l'adhérence, qui s'élevait, disait-il, à 1/5 et même au delà.

Aujourd'hui le chiffre que M. Latrobe indiquait, il y a près de vingt ans, est presque généralement admis.

La nécessité d'augmenter la puissance des machines, sans

surcharger les voies, a conduit à réduire successivement le poids rapporté à l'unité de surface du chauffe. On a pu le faire sans dépasser la limite, sans faire des machines trop légères pour leur puissance. Tant que la vitesse ne s'abaisse pas au-dessous de 25 kil. environ, et pourvu que toutes les roues soient couplées, l'adhérence suffit presque toujours. Non, sans doute, qu'on soit tout à fait à l'abri du patinage, lors du démarrage et même en marche ; mais ce n'est qu'une insuffisance accidentelle, parfois fort incommode, sans contredit, mais pas assez cependant pour contre-balancer les avantages de la légèreté relative. En fait, celle-ci est limitée surtout, jusqu'à présent, par la résistance que doivent présenter les diverses parties de la machine (1).

Mais, dès qu'il s'agit de rampes très-roides, 25 à 30 millièmes et au delà, l'insuffisance de l'adhérence devient, pour beaucoup de personnes, une sorte d'axiome admis sans discussion.

On comprend, instinctivement en quelque sorte, qu'au delà d'une certaine limite d'inclinaison la locomotive devient un moteur très-imparfait ; et l'on s'en prend à l'adhérence, sans se rendre un compte exact des circonstances dans lesquelles elle devient effectivement insuffisante.

De là tous ces systèmes présentés comme nouveaux, et empruntés, pour la plupart, à l'enfance des chemins de fer ; tous conservant la locomotive, et cherchant à remplacer l'adhérence par des points fixes.

Une machine, dont l'adhérence suffit, sur des rampes ordinaires, pour transmettre l'effort de traction correspondant à sa surface de chauffe et à sa vitesse, manquera-t-elle d'adhérence sur des rampes plus fortes ?

Pour que cela soit, il faut, ou ces deux choses, ou au moins l'une d'elles :

1° Diminution de l'adhérence, toutes choses égales d'ailleurs, et par le seul fait de l'accroissement de l'inclinaison ;

2° Toutes choses égales encore, sauf l'accroissement de l'in-

---

(1) On s'attend à reconnaître qu'on a été un peu trop loin dans cette voie d'allégement pour les nouvelles machines de la section de Nevers à Roanne. Avec des surfaces de chauffe de 120 et 132 mètres quarrés, ces machines pèsent respectivement 29t,9 et 31t,4. Les secondes sont cependant à cet égard exactement dans les mêmes conditions que les machines à cylindres intérieurs construites par M. Gouin pour le chemin de fer de Lyon, et auxquelles on ne reproche pas de manquer d'adhérence ni de solidité.

clinaison, augmentation de l'effort de traction à exercer par la machine, et par suite de l'adhérence nécessaire pour le transmettre.

Or, la première condition n'existe pas. L'adhérence, égale à fP sur niveau serait, sur une rampe d'inclinaison $\frac{1}{i}$,

$$fP\sqrt{1-\frac{1}{i^2}}, \text{ soit pour } \frac{1}{i}=0{,}05,\ 0{,}997fP.$$

Quant au second point, il est évident qu'à égalité de vaporisation et de vitesse, l'effort de traction est indépendant de l'inclinaison du profil, et que dès lors, si l'adhérence suffit sur niveau, elle suffit également en rampe.

Si la vitesse est réduite, l'effort de traction peut être augmenté corrélativement, et alors l'adhérence peut devenir insuffisante.

Si donc la vitesse d'une machine *ayant tout son poids adhérent* pouvait être réglée sur les rampes, à un taux très-inférieur à ce qu'elle est sur niveau, nul doute qu'alors, mais seulement alors, l'insuffisance de l'adhérence pût devenir très-prononcée.

Mais le ralentissement de la marche sur les rampes même très-roides est très-limité, dès qu'il s'agit de lignes importantes, à grand trafic; il n'est admissible que sur les petits chemins industriels, dont il n'est pas question ici. Des motifs développés ailleurs (1) ne permettent pas de réduire la vitesse beaucoup au-dessous de celle des trains de marchandises sur les sections à rampes ordinaires. Je me bornerai à justifier ici cette assertion par un exemple, celui de la rampe de Ponte-Decimo à Busalla, sur laquelle les trains remontent à la vitesse de 20 à 25 kil. (rampes de 0,029 à 0,035).

Si donc, comme cela est incontestable, la limite de l'adhérence est plus souvent atteinte et par suite le patinage plus fréquent sur les rampes très-inclinées, le fait est loin d'avoir la gravité qu'on lui attribue généralement. Il est moins, d'ailleurs, la conséquence de la réduction de la vitesse que de l'accroissement de travail qu'on s'attache alors à faire produire à la machine, pour réduire le fractionnement des trains. Le

(1) Rapport à M. le ministre des travaux publics sur l'exploitation de la section en rampe de 0,029 et 0,035, de Ponte-Decimo à Busalla (Piémont), par M. Couche. (*Annales des ponts et chaussées*, t. XV, 1858.)

rapport entre le travail moteur disponible sur les roues motrices et le poids, se trouve donc accidentellement augmenté à dessein.

Mais, je le répète, l'influence de ces deux causes est restreinte. On la compense facilement en faisant porter aux machines spéciales, affectées au service des rampes exceptionnelles, leur approvisionnement d'eau (machines de la rampe de Busalla), c'est-à-dire en utilisant pour l'adhérence un poids qu'elles doivent nécessairement remorquer, soit qu'elles le portent, soit qu'elles le traînent.

On rétablit ainsi l'équilibre entre la puissance dynamique et l'adhérence, sans avoir besoin de recourir à des expédients qui introduisent d'énormes résistances passives, et n'aboutissent, en définitive (comme l'ont prouvé les essais récents d'un système de touage sur la rampe atmosphérique de Saint-Germain), qu'à réduire beaucoup le poids moyen remorqué par une machine de puissance donnée, tout en grevant l'exploitation de frais d'entretien très-considérables.

Ce qui manque sur les rampes, ce n'est donc pas l'adhérence. Le mal n est pas là, ou pour mieux dire, il existe seulement au même degré que pour la traction à petite vitesse sur niveau ; l'influence de la réduction très-limitée de la vitesse et de l'accroissement éventuel du travail développé en rampe, étant facile à compenser par un léger surcroît de poids adhérent, combiné au besoin avec la division du moteur.

Ce qui manque à la locomotive sur les rampes très-roides, c'est l'effet utile.

Les chiffres suivants, empruntés au rapport cité plus haut, donnent la mesure de cette influence, d'ailleurs évidente d'elle-même :

Inclinaisons.	POIDS du train brut.	POIDS du train remorqué. (Ou moteur déduit).	RAPPORT du poids total du moteur au poids remorqué.	OBSERVATIONS.
	tonnes.	tonnes.	pour 100.	
1° Machines de 100$^{m q}$ de surface de chauffe, avec tender séparé, le moteur pesant en tout 43^t, dont 26 pour la machine, et à la vitesse de 25^{kil}.				
0	600	557	7,7	Réaction tangentielle des rails et des roues : 3.000^k, d'où minima suffisant de l'adhérence : $\frac{3.000}{26.000} = \frac{1}{8,6}$
5	300	257	16,7	
10	200	157	27,4	
15	150	107	40,2	
20	120	77	55,8	
25	100	57	75,4	
30	86	43	100,0	
35	75	32	134,4	
40	67	24	179,1	
45	60	17	253,0	
50	55	12	358,0	
2° La même machine, sans tender, portant son approvisionnement, et pesant en tout 30^t, et la vitesse étant réduite à 20^{kil}.				
0	750	720	4,2	Réaction tangentielle de rails et roues : 3.750^k, d'où minima suffisant de l'adhérence : $\frac{3.750}{30.000} = \frac{1}{8}$
5	375	345	8,6	
10	250	220	13,6	
15	187	157	19,1	
20	150	120	25,0	
25	125	95	31,6	
30	107	77	39,0	
35	94	64	46,8	
40	83	53	56,6	
45	75	45	66,7	
50	68	38	78,9	
3° Machines de 140$^{m q}$, pesant 54^t (machine de la rampe de Ponte-Decimo), à la même vitesse.				
0	1.050	996	5,4	
5	525	471	11,4	
10	350	296	18,2	
15	262	208	25,9	
20	210	156	34,6	
25	175	121	44,6	
30	150	96	56,2	
35	131	77	70,1	
40	116	62	87,1	
45	105	51	106,0	
50	95	41	131,7	

C'est cette énorme réduction de l'effet utile qui limite les rampes accessibles aux locomotives, avant que l'insuffisance de l'adhérence se manifeste. Sur des rampes de 0,005, une locomotive du système adopté sur la section de Busalla à Ponte-Decimo remorque, à petite vitesse, un poids égal à neuf fois le

sien : sur des rampes de 0,035, elle ne remorque plus que 1,42 fois son poids. Voilà tout le secret de l'imperfection des locomotives appliquées aux rampes très-roides. L'adhérence n'y est pour rien. Le reproche qu'on lui adresse ne serait fondé, au point de vue des grandes lignes, que si on réussissait à faire des machines à la fois très-puissantes et très-légères, c'est-à-dire si une véritable révolution s'opérait dans les principes mêmes sur lesquels elles sont fondées.

C. Couche.

Nouveaux renseignements sur les sondages artésiens de la province de Constantine.

. . . .

La campagne de cette année promet d'être encore plus heureuse que celles des années précédentes. A Sidy-Amran, la fontaine artésienne débite 4.800 litres par minute; je n'en connais pas qui puisse lui être comparée. A Djemâa 2.400 litres, à Sidy-Krelil 180, à Nzabel-Rzig 34, à Rfihan 80 litres. Dans le Hodna, le sondage d'Aïen-Nokrar donne déjà 12 litres d'eau jaillissante et tout permet d'espérer qu'il arrivera à 450 litres par minute comme celui de Melkaouak.

(*Extrait d'une lettre de M. le général de division* Desvaux. — *24 mai* 1859) (1).

---

(1) Cette lettre nous est parvenue trop tard pour être jointe aux rapports de M. le général Desvaux publiés dans ce volume. C.

TABLE DES MATIÈRES

DU TOME QUATORZIÈME.

MINÉRALOGIE. — GÉOLOGIE.

Table alphabétique des minéraux et des principaux sels dont les propriétés optiques biréfringentes ont été déterminées jusqu'à ce jour.

Numéro du mémoire.	NOMS DES SUBSTANCES.	Uniaxes.	Biaxes.	Numéro du mémoire.	NOMS DES SUBSTANCES.	Uniaxes.	Biaxes.
I et II	Acétate de plomb. . . .		—	I	Arsén. d'ammoniaque.	—	
II	Acétate de soude.		—	I et II	Arseniate de potasse. . .	—	
I et II	Acide citrique.		+	I	Arseniate de soude. . .		—
I	A. levo et dextro tartriq.		—	I	Astérophyllite.		—
I	Acide oxalique.		—	I et II	Autunite.		—
I	Albite.		+	II	Azot. ammonico cereux.		—
I et II	Alsionite.		—	II	Azot. double ammonico-		
I	Alunite.	—			céreux et lanthaneux.		—
I	Améthyste.	+		II	Azotate ammonico-lan-		
II	Amphibole.		+		thaneux.		—
I	Anatase	—		I	Azotate d'argent.		+
I	Andalousite.		+	II	Az. céroso-magnésique	—	
I et II	Anhydrite.		+	II	A. lanthano-magnésique.	—	
I	Anorthite.		+	II	Azotate lanthano-man-		
I et II	Antigorite.		—		ganesien.	—	
I	Apatite.	—		II	Azot. lanthano-zincique.	—	
I	Apophyllite.	+		I	Azo. anhydre de lithine.	—	
I	Apophyllite de Czichowa.	—		I et II	Azotate de potasse. . . .		—
I	Argent rouge.	—		I	Azotate de soude.	—	
I et II	Arragonite.		—	I et II	Azotate de strontiane. .		—

Numéro du mémoire.	NOMS DES SUBSTANCES.	Uniaxes.	Biaxes.
I	Hyposulfite de soude. .		+
I	Idocrase	—	
I	Iodoforme.	—	
I	Iodure d'argent.	+	
I	Iodure de cadmium. . .	—	
I	Iod. rouge de mercure.	—	
I	Iodure de plomb.	—	
II	Jarosite.	—	
I	Kämmerérite.		+
I	Katapléite.	+	
I	Labradorite.		+
I et II	Leadhillite.		—
I et II	Lépidolite		—
I	Leuchtenbergite.	+	
I et II	Leucophane.		—
I	Lévo et dextro-tartrate d'ammoniaque.		+
I et II	Lévo et dextro-tartrate de soude et d'ammon.		—
I et II	Lévo et dextro-tartrate de soude et de potasse.		+
I	Lévyne.	—	
II	Libéthénite.		—
II	Liroconite.		—
I et II	Margarite.		—
I	Matlockite.	—	
I	Meïonite.	—	
I	Mélinophane.	—	
I	Mellilite	—	
I	Mellite.	—	
I et II	Mésotype.		+
I	Métatungstate acide d'ammoniaque. . . .	+	
I et II	Micas.		—
I et II	Mimetèse.	—	
II	Mycose.		+
I	Néphéline.	—	
I	Oligoclase.		+
I	Orcine.		—
I et II	Orthose.		—
I	Oxahvérite.	+	
II	Oxalate rose de mangan		+
I	Oxyde d'étain.	+	
I	Oxyde de zinc sublimé.	+	
I	Paranthine.	—	
I	Parisite.	+	
I	Pennine bleue.	—	
I	Pennine verte.	+	
I	Péridot.		+
I	Phakolite.	—	
I	Phénakite.	+	
I	Phosgénite.	+	
I	Phosphate d'ammoniaq.	—	
I	Phosphate de potasse. .	—	
I	Phosphate de soude. . .		—
I et II	Plomb carbonaté.		—
I et II	Prehnite.		+
I	Protochlorure de fer. . .	—	
I	Prussiate jaune de pot.	+ et	+
I et II	Pruss. rouge de potasse.		+

Numéro du mémoire.	NOMS DES SUBSTANCES.	Uniaxes.	Biaxes.
I	Pyromorphite.	—	
I et II	Pyrophyllite.		—
I	Pyrosmalite.	—	
I	Quartz.	+	
II	Quercite.		+
II	Réalgar.		—
I et II	Ripidolite.	— et	+
I	Rubellite.	—	
II	Rubis.	—	
I	Rutile.	+	
I et II	Saphir.	—	
I	Sarcolite.	+	
I et II	Schéelite.	+	
I et II	Scolésite.		—
I et II	Scorodite.		+
I et II	Sel de Seignette potassique et ammoniacal.		+
I	Sesquichlor. de chrome.	—	
I et II	Sorbine.		—
I	Soufre.		+
I	Sous-carbon. de soude.		—
I	Spartalite.	+	
I et II	Sphène.		+
I	Staurotide.		+
I et II	Stilbite.		—
I et II	Strontianite.		—
I et II	Struvite.		+
I	Succinate de lithine. . .	+	
I et II	Sucre de canne.		—
I et II	Sulfate d'ammoniaque.		+
I	Sulfate d'ammoniaque et de cobalt.		+
I et II	Sulfate d'ammoniaque et de magnésie. . . .		+
I	Sulfate d'ammoniaque et de nickel.		+
I et II	Sulfate d'ammoniaque et de zinc.		+
I et II	Sulf. de cérium à chaud.		+
II	Sulfate de baryte. . . .		—
II	Sulfate de protoxyde de cérium.		—
I et II	Sulfate céroso-cérique.	—	
I	Sulfate de cuivre. . . .		—
II	Sulfate de didyme rose.		—
I	Sulfate de glucine . . .	—	
II	Sulfate de lanthane. . .	+	
I et II	Sulfate de magnésie. . .		—
II	Sulfate de manganèse à 4 atomes d'eau. . . .		—
I et II	Sulfate de nickel.		—
I	Sulfate de nickel quarré.	—	
I	Sulfate de nickel et de cuivre.	—	
I	Sulfate de plomb. . . .		+
I et II	Sulfate de potasse. . . .		+
I	Sulfate de potasse hexagonal.	+	
I	Sulfate de potasse et de cobalt.		+

CHIMIE.

MÉTALLURGIE. — MINÉRALURGIE.

MÉCANIQUE. — EXPLOITATION.

CONSTRUCTION. — CHEMINS DE FER.

OBJETS DIVERS.

BULLETIN.

(2e semestre 1858.)

